



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Flotación del mineral de mina de la concesión minera A.P., ubicada en el
Distrito Nambija-Condominio Norte.**

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Luzuriaga Cueva, Jorge Luis

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs

LOJA –ECUADOR

2018



Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>

2018

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister.

Víctor Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN.

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Flotación del mineral de mina de la concesión minera A.P., ubicada en el Distrito Nambija-Condominio Norte. realizado por Luzuriaga Cueva Jorge Luis, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, marzo de 2018.

f) _____

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Luzuriaga Cueva Jorge Luis declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Flotación del mineral de mina de la concesión minera A.P., ubicada en el Distrito Nambija-Condominio Norte, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f) _____

Autor: Luzuriaga Cueva Jorge Luis

Cédula: 1103473631

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a Dios, principalmente por darme la vida y la oportunidad de estar aquí.

A mis padres: Jorge Luzuriaga Campoverde y Lidia Cueva Torres, que supieron educarme y aconsejarme siempre, para mejorar cada día.

En especial a mi madre, que, con su esfuerzo, hizo que todos sus hijos salgamos adelante.

A mis hermanas Elizabeth y Yadira que fueron fuente de inspiración en cada paso dado.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mis padres y mis hermanas, por todo el apoyo brindado.

A la Universidad Técnica Particular de Loja, por ser la institución en donde pude formarme profesionalmente.

Al Ingeniero Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez, por sus consejos y ser quién dirigió este proyecto de fin de titulación.

Al Ingeniero Juan Carlos Quintuña, por sus conocimientos impartidos y ayuda durante todo este proyecto.

Al ingeniero John Soto por su guía y correcciones en este trabajo de investigación.

A mis amigos y demás personas, que, de alguna manera u otra, contribuyeron en la culminación de este trabajo.

ÍNDICE

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE	vi
INDICE DE FIGURAS.....	viii
INDICE DE TABLAS.....	ix
RESUMEN.....	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPÍTULO 1.....	5
GENERALIDADES	5
1.1 Antecedentes y justificación.....	6
1.2 Objetivos	8
1.2.1 Objetivo General.....	8
1.2.2 Objetivos Específicos.....	8
CAPÍTULO 2.....	9
DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO	9
2.1 Ubicación	10
2.2 Acceso	11
2.3 Clima.....	11
2.4 Relieve y vegetación	12
CAPÍTULO 3.....	13
GEOLOGÍA.....	13
3.1 Geología regional	14
3.1.1 Unidad Piuntza.	15
3.1.2 Unidad Misahuallí.	15
3.1.3 Complejo Intrusivo Zamora.....	15
3.1.4 Unidad Isimanchi.	16
3.2 Geología Local	16
3.2.1 Mineralogía del skarn.....	16
3.2.2 Mineralización.....	16
CAPÍTULO 4.....	17

PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN.....	17
4.2 Reactivos para la flotación	18
4.2.1 Colectores.....	18
4.2.2 Espumantes.....	19
4.2.3 Modificadores.	19
4.3 Variables operacionales	20
4.3.1 Fase mineral.	20
4.3.2 Factor granulométrico.	20
4.3.3 Influencia de las lamas.....	20
4.3.4 Densidad de la púlpa.	20
4.3.5 Agua.	20
4.3.6 Tiempo.....	21
4.3.7 Otras variables de importancia.....	21
CAPÍTULO 5.....	22
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....	22
5.1 Homogenización y cuarteo	23
5.2 Peso específico.....	24
5.3 Molienda.....	24
5.4 Granulometría	25
5.5 Análisis Químicos.....	27
5.5.1 Fusión.....	27
5.5.2 Copelación.....	28
5.5.3 Digestión.....	29
5.5.4 Refogado.	30
5.6 Flotación.....	31
5.6.1 Tamaño de grano variable.	31
Elaboración y fuente: el autor.	32
5.6.2 pH Variable.....	32
5.6.3 Colector Variable.	33
5.7 Fluorescencia de rayos X.....	36
5.8 Difracción de rayos X	37
CAPÍTULO 6.....	38
RESULTADOS Y ANÁLISIS	38
6.2 Tiempos de molienda	39

6.3 Granulometría	39
6.4 Ley de Cabeza	40
6.5 Flotación.....	41
6.5.1 Tamaño de grano variable.	41
6.5.2 pH variable.....	42
6.6 Fluorescencia de rayos X.....	43
6.7 Difracción de rayos X	44
Elaboración y fuente: el autor.	45
CONCLUSIONES	47
RECOMENDACIONES	48
BIBLIOGRAFÍA.....	49
ANEXOS.....	50

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación del distrito minero Nambija.	10
Figura 2. Ruta de acceso Loja-Nambija	11
Figura 3. Geología Regional del distrito aurífero de Nambija.	14
Figura 4. Homogenización y cuarteo de la muestra.	23
Figura 5. Molino de bolas tipo Batch modelo C 560 394.	25
Figura 6. a) Granulometría en húmedo; b) Granulometría en seco.	26
Figura 7. a) Colocación de crisoles en la mufla a 1000 °C); b) Crisoles para fusión.....	28
Figura 8. a) Mufla para copelación; b) Muestras a copelar.....	29
Figura 9. Digestión de las muestras.....	30
Figura 10. Oro después de refogar.	31
Figura 11. Equipo de flotación marca DENVER, modelo D-12.....	34
Figura 12. a) Flotación; b) recolección del concentrado.	35
Figura 13. Equipo de fluorescencia marca "BRUKER S1".....	36
Figura 14. Curvas granulométricas de los tiempos óptimos de molienda.	40
Figura 15. Cuadro comparativo del rendimiento en la primera etapa de flotación.	41
Figura 16. Cuadro comparativo del rendimiento en la segunda etapa de flotación.....	42
Figura 17. Cuadro comparativo del rendimiento en la tercera etapa de flotación.	43
Figura 18. Diagrama de difracción de rayos x.	45

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Adición de reactivos en la primera etapa.....	32
Tabla 2. Adición de reactivos en la segunda etapa.	32
Tabla 3. Adición de reactivos en la tercera etapa.....	33
Tabla 4. Resultados del peso específico.....	39
Tabla 5. Resultados de molienda.....	39
Tabla 6. Resultados de la ley de cabeza del material.	41
Tabla 7. Resultados de fluorescencia de rayos x.	44
Tabla 8. Resultados cuantitativos de la difracción de rayos x.	45

RESUMEN

La presente investigación se realizó con material de mina de la Concesión minera A.P., ubicada al Sur Oriente Ecuatoriano, Provincia de Zamora Chinchipe, Distrito Minero de Nambija, Sector Condominio Norte.

El en presente estudió se determinaron los factores óptimos (Tamaño de grano, pH y Tipo de Colector) para obtener una mejor recuperación de oro por medio del método de flotación, utilizado en el material de mina de la concesión minera A.P. Los resultados obtenidos, fueron los siguientes: Tamaño de grano: 63 μm , pH: 11,5 y Tipo de colector: 404-P Oil, con una recuperación total del: 97,69%.

PALABRAS CLAVE: Nambija, Mina, Recuperación, Oro, Flotación, Tamaño de grano, pH, Colector.

ABTRACT

The present investigation was carried out with mine material from the A.P., Mining Concession, located in the South-East Ecuadorian, Zamora Chinchipe Province, Nambija Mining District, Northern Condominium Sector.

The present study determined the optimal factors (Grain Size, pH and Collector Type) to obtain a better recovery of gold by means of the flotation method used in the mine material of the A.P. mining concession. The results obtained were as follows: Grain size: 63 μm , pH: 11,5 and Type of collector: 404-P Oil, with a total recovery of: 97,69 %.

KEYWORDS: Nambija, Mine, Recovery, Gold, Flotation, Grain Size, pH, Collector.

INTRODUCCIÓN

Las exploraciones del territorio nacional en minería metálica, se iniciaron en 1962 de forma planificada y sistemática con la creación del servicio Nacional de Geología. En las últimas dos décadas, algunas compañías mineras canadienses han realizado grandes inversiones en la prospección y exploración de yacimientos auríferos; los estudios de exploración que han sido realizados hasta el día de hoy demuestran que el Ecuador cuenta con una importante existencia, cuantificada de materias primas minerales, como: 400 millones de barriles de petróleo liviano y semipesado, 5000 millones de barriles de petróleo pesado y asfalto, 30 millones de onzas de oro, 40 millones de onzas de plata, 35 millones de libras de cobre y cantidades importantes de molibdeno, 167 manantiales de aguas termales y minerales, 1000 manantiales de agua fresca de montaña así como gas natural. (Paladines & Soto, 2010).

La recuperación de oro se la sigue realizando mediante amalgamación a la intemperie, proceso que afecta directamente a los recursos naturales tales como el suelo, el aire, la flora y la fauna. Además, con este proceso de separación de oro se atentó contra la vida humana, ya que las personas tienen sus viviendas en la parte superficial de las minas, contribuyendo al continuo desmedro de sus condiciones de vida. (Espinoza , 2003)

Por tanto, esta investigación pretende proponer la flotación como un método de recuperación de Au en el Distrito Minero de Nambija, Condominio Norte, para así evitar el uso de mercurio que se encuentra prohibido para cualquier actividad de minería, en la ley orgánica reformativa de la ley minera, aprobada en el año 2013.

La presente memoria se estructura de la siguiente manera:

Capítulo 1: En el cual constan antecedentes, justificación y los objetivos tanto general como específicos.

Capítulo 2: Se encuentra la ubicación, acceso, clima, topografía y vegetación de la zona de estudio.

Capítulo 3: Se describe la geología regional, así como la geología local de la zona en donde se ubica la concesión minera.

Capítulo 4: Consta de los principios de flotación, reactivos para la flotación y variables operacionales en el proceso de flotación.

Capítulo 5: En este capítulo encontraremos la metodología y equipos utilizados durante el proceso de flotación.

Capítulo 6: Se presentan los resultados, análisis, conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos de la presente investigación.

CAPÍTULO 1
GENERALIDADES

1.1 Antecedentes y justificación

El campo de Nambija fue trabajado primeramente como placeres y vetas de oro por los pueblos Incas, que fueron más tarde desplazados por los conquistadores españoles alrededor de 1550, cuando las minas eran conocidas también como “Limbija”. Los españoles a su vez fueron expulsados del área por un levantamiento de los esclavos Shuar alrededor de 1700, dejando el área inactiva hasta su redescubrimiento primeramente de Campanillas en 1970 y en 1981, tras un deslizamiento de ladera, de El Arco. No es posible obtener estadísticas precisas de la producción de la minería de oro en los periodos incaico y español. (Prodeminca, 2000).

En mayo de 1982 había 80 personas trabajando en 10 frentes en Nambija. En junio de 1983 estaba sucediendo una gran fiebre de oro cuando Nambija fue invadido por hasta 25.000 personas en el año 1986. En 1985 había unos 75 machacadores operando. La producción alcanzó un pico en 1985-86 después del cual las bolsonadas de alto grado fueron cada vez más difíciles de encontrar y la extracción fácil en El Arco y El Playón llegó a su fin. Estos sectores fueron los primeros en ser explotados seguidos de Mapasingue y finalmente El tierrero (1991). (Prodeminca, 2000).

La situación era única en Ecuador y cada propietario estaba autorizado a trabajar en cualquier lugar del respectivo condominio siempre que no interfiriera con otra operación existente. Esto llevó a la actividad relativamente incontrolada y a la proliferación de 800 trabajos superficiales y alrededor de 120 km de estrechos túneles. La exploración y el minado está dominado por las técnicas artesanales y son realizados por mineros individuales y cooperativas. La recuperación del oro está estimada en 55% como resultado de los primitivos machacadores y métodos extractivos. En mayo de 1994 ocurrió un gran corrimiento de tierras que mató al menos a 300 personas y posiblemente hasta 1000. Desde esa época la actividad minera ha disminuido considerablemente. (Prodeminca, 2000).

Sin embargo, en los actuales momentos se siguen aplicando técnicas obsoletas en el tratamiento y beneficio de minerales. Para la extracción del mineral en el interior de los túneles se emplean palas, barretas, combos y puntas, esto dependiendo de las características y del tipo de roca. Para transportar el material extraído se emplean saquillos y rara vez carretillas. (Espinoza , 2003).

La flotación es un método hidrometalúrgico para la concentración de partículas minerales suspendidas en agua que consiste en separar por inyección de aire partículas sólidas naturales o artificialmente hidrofóbicas de homólogas hidrofílicas mediante la utilización de tenso activos y compuestos orgánicos heteropolares, que recubren en forma selectiva, a determinado tipo de mineral en función de pH. Este proceso se efectúa en bancos de celdas agitadas en las que se adiciona aire en forma de burbujas estables en la pulpa, que arrastran los materiales hidrofóbicos hacia la superficie, desbordándose en forma de espuma lo cual es el mineral concentrado. (Guartán & Tamay, 2003)

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General.

- Mejorar la concentración del mineral de la mina A.P., ubicada en Nambija, Condominio Norte por medio del método de flotación.

1.2.2 Objetivos Específicos.

- Establecer el tamaño de grano adecuado para el método de flotación del mineral de la mina A.P., ubicada en Nambija, Condominio Norte.
- Establecer el pH adecuado para el método de flotación del mineral de la mina A.P., ubicada en Nambija, Condominio Norte.
- Establecer el tipo de colector adecuado para el método de flotación del mineral de la mina A.P., ubicada en Nambija, Condominio Norte.

CAPÍTULO 2
DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.1 Ubicación

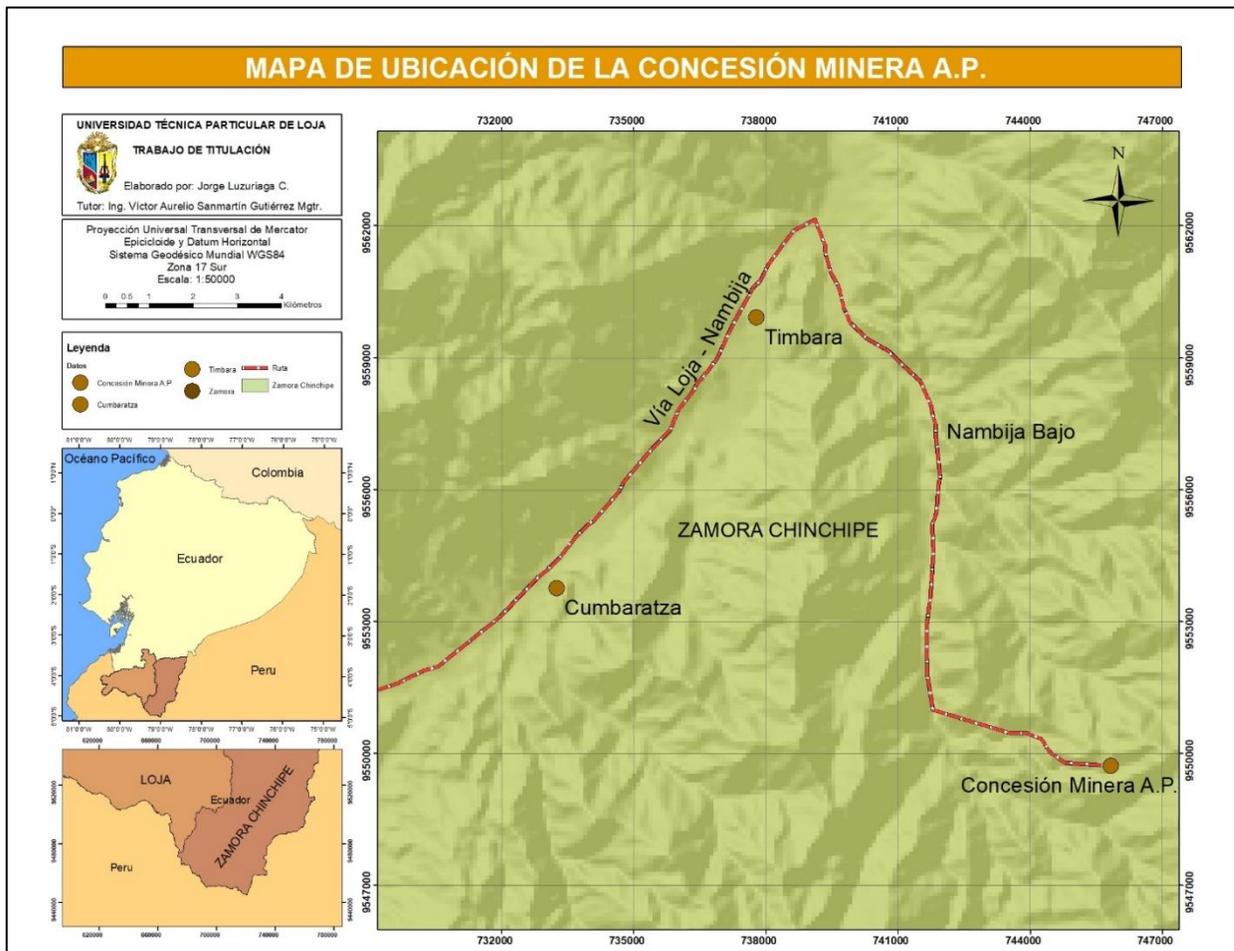


Figura 1. Ubicación del distrito minero Nambija.

Elaboración y fuente: El autor.

El distrito minero de Nambija, es un yacimiento aurífero ubicado en la región amazónica, al Sur-Oriente del Ecuador, perteneciente a la provincia de Zamora Chinchipe, a 25 km al Este del cantón Zamora, parroquia San Carlos de las Minas. Tiene aproximadamente, 20 km de largo y 5 km de ancho, y dirección N-S y comprende una superficie de 630 hectáreas mineras. Forma parte de la región morfo-estructural en la cordillera de Nanguipa la misma que constituye un ramal formado entre la cordillera Real y El Cóndor entre los 1600 y 2300 msnm. (Guamán, 2016).

La concesión minera A.P., se encuentra ubicada en el Distrito Minero Nambija, Condominio Norte, parroquia San Carlos de la Minas, Perteneciente a la provincia de Zamora Chinchipe. Al sur oriente Ecuatoriano. (Figura 1).

2.2 Acceso

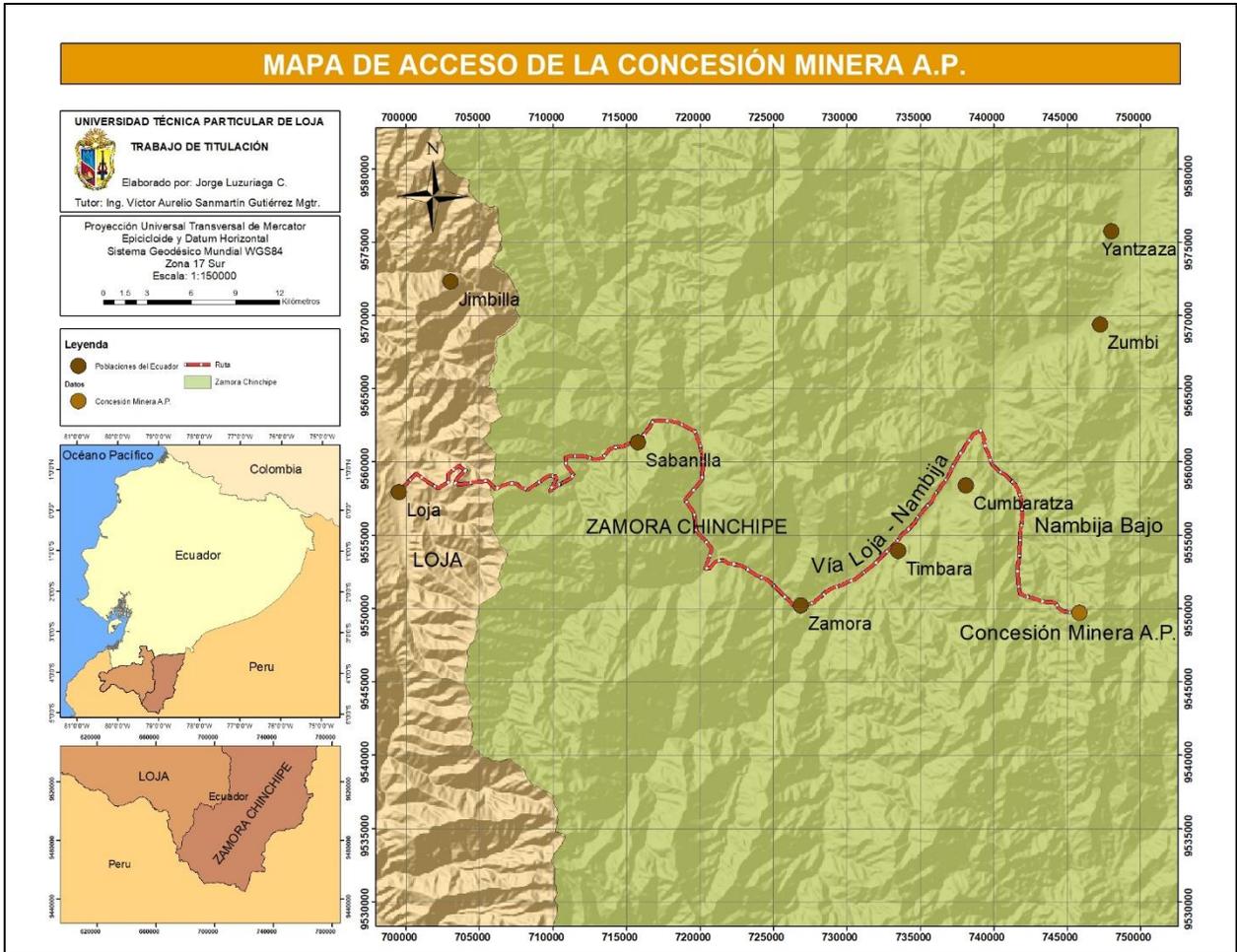


Figura 2. Ruta de acceso Loja-Nambija
Elaboración y fuente. El autor.

El acceso al área de estudio se lo realiza vía terrestre desde la ciudad de Loja.

El recorrido se lo divide entre tres tramos los cuales son: Loja- Zamora (60 km), Zamora – Namires (20 km) y Namires – Nambija (20 km) lugar a donde se llega después de dos horas y media de viaje aproximadamente; dependiendo de las condiciones del clima y el estado de la carretera. (Figura 2).

2.3 Clima

De acuerdo al mapa de Isotermas del Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMHI), el área de estudio presenta temperaturas en un rango de 16 °C a 18 °C, lo cual es consistente

con los datos registrados por las estaciones meteorológicas El Pangui y Paquisha. De acuerdo al mapa de Isoyetas del INAMHI, la zona de Nambija se encuentra en un área donde las precipitaciones medias anuales alcanzan valores entre 2.500 mm y 3.500 mm anuales. (MAE, 2015).

2.4 Relieve y vegetación

Las minas de Nambija se encuentran divididas por la quebrada El Fierro, en dos zonas denominadas Condominio Norte y Condominio Sur. Esta quebrada es el principal drenaje del lugar y desemboca en el río Nambija; a su vez este desemboca sucesivamente en los ríos Zamora, Santiago, Marañón, Amazonas y finalmente en el Océano Atlántico. Está localizado en la Zona Subandina o Arco Oriental, en el flanco occidental de la Cordillera de Nanguipa. Su relieve es muy accidentado con altitudes que oscilan entre los 1400 y 2600 m.s.n.m. La vegetación es del tipo floresta pluvial ecuatorial y densa. (MRNE, 1987).

CAPÍTULO 3
GEOLOGÍA

3.1 Geología regional

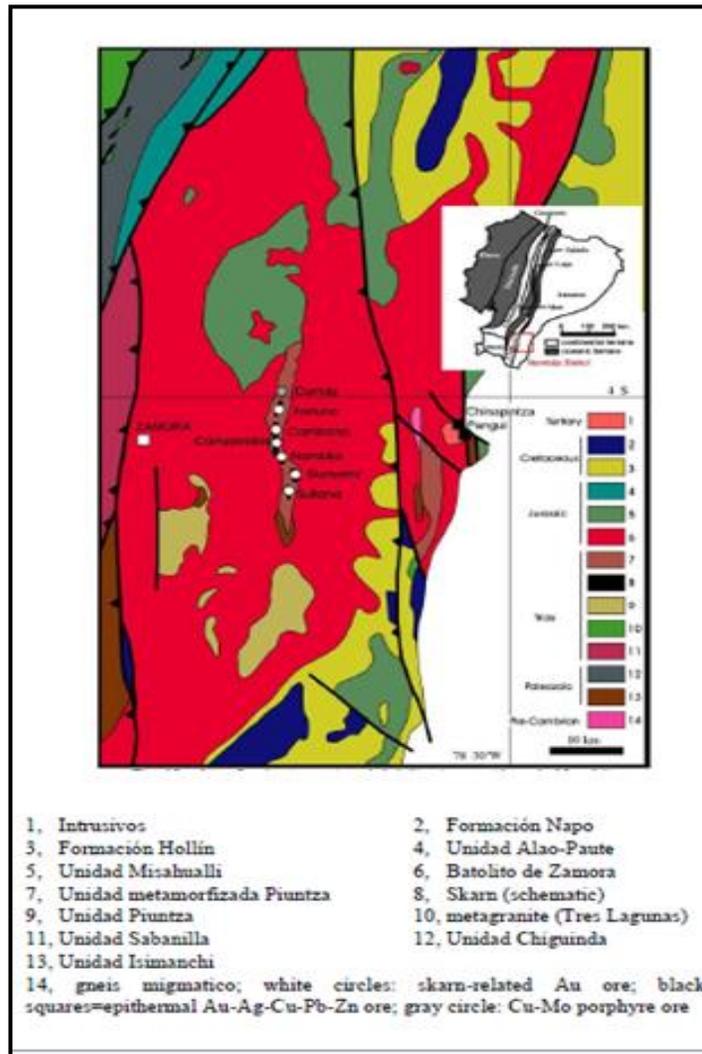


Figura 3. Geología Regional del distrito aurífero de Nambija.
Fuente y elaboración: (Litherland et al, 1994).

El distrito minero de Nambija está localizado en la zona Subandina, en el flanco occidental de la cordillera de Nanguipa. Comprende los yacimientos y depósitos de Nambija, Guayzimi, Sultana del Cóndor, Cambana y Fortuna, se trata de mineralizaciones de skarn relacionados a una estructura tipo Graben de orientación Andina. (Paladines & Soto, 2010). (Figura 3).

El campo de "skarn" de Nambija es un enclave de rocas volcano-sedimentarias e intrusivas hipobasales dentro del Batolito de Zamora (Jurásico), con dirección NS y unos 50 km de largo por 15 de ancho. La secuencia volcano-sedimentaria subhorizontal está asignada mayoritariamente a la Unidad Piuntza del Triásico tardío Medio a Superior y constituye uno de

los varios enclaves de techo ("roof pendants") que ocurren sobre interfluvios. Los "stockworks" de pórfidos de cobre y los "skarn" de cobre relacionados son generales dentro del campo de "skarn", mientras que la mineralización de oro alojada en "skarn" está principalmente confinada en el graben N-S definiendo el Cinturón de Nambija (5x30km) situado entre los ríos Zamora y Chumbiriatza. (Prodeminca, 2000).

En el extremo Sur del cinturón de Nambija la Unidad Piuntza está parcialmente sobre la unidad Isimanchi de la Formación Macuma del Carbonífero (o paleozoico Inferior). La unidad Isimanchi Presenta pizarras, filitas (localmente grafitosas) y esquistos metamórficos en fase de esquistos verdes superiores-anfibolitas inferiores. En el extremo Norte del cinturón la secuencia está aparentemente sobrepuesta por las volcanitas calco-alcalinas jurásicas Misahuallí. (Prodeminca, 2000).

3.1.1 Unidad Piuntza.

Las litologías de la Unidad Piuntza comprende una secuencia de calizas/mármoles, pizarras calcáreas, lomolitas, arenisca/cuarcitas, grauvacas y tobas de grano fino, volcanoclásticas, flujos volcánicos y brechas de composición andesítico-dacítica a basáltica andesíticas las cuales alcanzan un espesor de más o menos 500 m. (Paladines & Rosero, 1996).

3.1.2 Unidad Misahuallí.

Incluye todas las rocas volcánicas de origen continental del cinturón subandino Sobreyace la Formación Santiago y está debajo de la Formación Hollín. La localidad tipo se considera un afloramiento a lo largo del Río Misahuallí, 10 km al E de Tena en el sistema del alto Napo. Comprende basaltos y traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se han reportado estructuras de pillows en basaltos al E del Río Nangaritzza. (Litherland et al, 1994).

3.1.3 Complejo Intrusivo Zamora.

Es un batolito elongado (~200 km de largo por ~50 km de ancho), segmentado en 3 por las fallas La Canela y Nangaritzza. Forma la parte sur de la Unidad Granitoides Zamora. La litología está dominada por granodioritas de hornblenda-biotita y dioritas. Granitos verdaderos son raros. Rocas porfiríticas y subvolcánicas son comunes en el área de Guaysimi. Varias dataciones K-Ar caen en un rango de 152-180 Ma. (Litherland et al, 1994).

3.1.4 Unidad Isimanchi.

Esta conformada por filitas de bajo grado y mármoles alrededor del pueblo de Isimanchi en el extremo S de la Cordillera y hacia el N hasta el oriente de Valladolid y Porvenir. Cabalgada hacia el W por las pegmatitas de Sabanilla y limitada hacia el E por el batolito de Zamora. En sitios desarrolla colinas espectaculares con escenarios típicamente kársticos. Evidencia estructural y escasa paleontológica sugiere una edad pre-Jurásica, posiblemente Carbonífera. (Litherland et al, 1994).

3.2 Geología Local

3.2.1 Mineralogía del skarn.

La petrografía de los skarns de Nambija muestra una variación desde rocas monominerales de Grandita a Protolito incipiente skarnificado, formado principalmente por rocas volcanoclásticas andesíticas con alteración propilítica (clorita, tremolina, actinolita, epidota, prehnita). La skarnificación incipiente, se indentifica por cristales aislados de grandita nucleados en vetillas de clorita-calcita y, localmente, sparays de piroxeno y grupos de epidota. (Prodeminca, 2000).

3.2.2 Mineralización.

El oro en Nambija aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañado por carbonato, feldespato K+/clorita+/epidota. También pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios de Bi dentro del cuarzo o en la zona proximal de alteración, pero no existe una fuerte asociación entre estos sulfuros y el contenido de oro. El oro ocurre en formas de pequeñas masas, láminas o disseminaciones finas dentro de, o asociado a, las vetas en las litologías skarnificadas. El oro, además de estar alojado en el cuarzo, también aparece dentro de carbonato, clorita, clinopiroxeno alterado, granate y pirita. Mientras que la mineralización aurífera ocurre principalmente dentro del skarn de grandita de alta ley (skarn de mena) y hay una intensa correlación entre las litologías skarnificadas y la presencia de oro, también puede aparecer en otros tipos de rocas íntimamente asociados (cuarcitas, volcanoclásticas gruesas y brechas). (Prodeminca, 2000).

CAPÍTULO 4
PRINCIPIOS DE FLOTACIÓN

4.1 Definición

La flotación es un método físico-químico para la concentración de partículas minerales suspendidas en agua, que consiste en separar por inyección de aire, partículas sólidas natural o artificialmente hidrofóbicas de homólogas hidrofílicas. Este proceso requiere de un tamaño de partícula generalmente inferior a 212 μm . (Guartán & Tamay, 2003).

La flotación se realiza en celdas provistas de agitación mecánica e inyección de aire, donde está una suspensión del material a tratar. Las especies minerales natural o artificialmente hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire y son transportadas a la superficie de la pulpa en forma de una espuma estable que se evacua por desbordamiento; estas espumas constituyen los concentrados de flotación. Sin embargo en ciertos casos se puede realizar una “flotación inversa” eliminándose con las espumas los minerales de ganga. (Guartán & Tamay, 2003).

4.2 Reactivos para la flotación

La clasificación de los reactivos se la realiza en base a su papel en la flotación en los grupos siguientes:

4.2.1 Colectores.

Son sustancias químicas usadas en la flotación para capturar minerales, el destino principal de los colectores es la hidrofobización selectiva de la superficie de las partículas de ciertos minerales en la pulpa de flotación; para crear condiciones favorables de su adherencia a las burbujas de aire para su ulterior extracción en concentrados. Los colectores disminuyen la humectación de las partículas del mineral y aumentan su capacidad de adherencia a las burbujas de aire. (Guartán & Tamay, 2003).

Los colectores pueden ser aniónicos y catiónicos; los colectores del tipo Aniónico son los más usados actualmente en la minería para la flotación de cobre, zinc, níquel, plomo, platas argentíferas, molibdeno y, en fin, todos los minerales asociados en parte con sulfuros. Los colectores Catiónicos, son reactivos muy populares para la flotación de minerales de carácter aniónico como silicio, talco, cuarzo y en general para minerales no metálicos. (Guartán & Tamay, 2003).

4.2.2 Espumantes.

Son sustancias tensoactivas heteropolares que pueden absorberse en la superficie de separación agua-aire. En la fase líquida de la pulpa de flotación su acción eleva la resistencia mecánica de las burbujas de aire, favorece su conservación en estado disperso, aumentando de esta forma la superficie de adherencia de las partículas de mineral flotante y la estabilidad de la espuma de flotación. La eficiencia del empleo de algunos agentes espumantes depende en gran parte de pH de la pulpa. Su capacidad para la formación de la espuma es máxima cuando el reactivo se halla en forma molecular. (Guartán & Tamay, 2003).

4.2.3 Modificadores.

Reactivos utilizados para controlar la acción de los colectores, entre los cuales se tiene:

4.2.3.1 Depresores.

La función de los reactivos consiste en evitar temporal o permanentemente la flotación de ciertos constituyentes minerales complejos sometidos a la flotación selectiva, sin que el mineral deseado sea fácilmente flotado. Entre los depresores inorgánicos, la cal es el reactivo más eficaz y económico para deprimir los sulfuros de hierro; para deprimir la galena se utiliza el dicromato, el sulfhidrato de sodio es un depresor de cobre, tal como sulfato de zinc es un depresor de zinc. (Guartán & Tamay, 2003).

4.2.3.2 Activadores.

La función de estos reactivos consiste en volver a hacer flotables a aquellos minerales que fueron deprimidos temporalmente en las operaciones de flotación selectiva. Entre los activadores más usados está el sulfato de cobre, que se usa para la activación del zinc, y el sulfhidrato de sodio en pequeñas cantidades se usa para la activación de óxidos de cobre. (Guartán & Tamay, 2003).

4.2.3.3 Reguladores.

La función de estos reactivos consiste en modificar la alcalinidad o la acidez (el pH) en los circuitos de flotación. Los circuitos ácidos han sido eliminados desde muchos años en la flotación, motivo por el cual los reguladores de pH que se mencionan, son sustancias en su naturaleza y en su efecto. La cal es el agente regulador más comúnmente usado, sirve para levantar el pH y el ácido sulfúrico es utilizado para bajar el pH. (Guartán & Tamay, 2003).

4.3 Variables operacionales

4.3.1 Fase mineral.

Para una flotación es de primordial importancia la naturaleza el mineral y de sus acompañantes o sea, de la mena misma. Aquí cuentan la composición química de los minerales útiles y de la ganga; su diseminación, dureza, fenómenos secundarios de oxidación y meteorización; impurezas que acompañan la mena; finalmente los antecedentes geológicos del yacimiento y su método de explotación. (Sutulov, 1963).

4.3.2 Factor granulométrico.

Todo mineral para ser flotado tiene que ser reducido en su tamaño hasta tal punto que cada partícula represente una sola especie mineralógica (liberación); además su tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas de aire los puedan llevar hasta la superficie de las celdas de flotación. En otras palabras, existe un tamaño máximo de las partículas que se pueden flotar. Este tamaño máximo, naturalmente, depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico. (Sutulov, 1963).

4.3.3 Influencia de las lamas.

El problema de las lamas finas y el perjuicio que causan en el proceso de flotación se puede comparar sólo con el problema de la oxidación y en ambos casos el progreso hecho para solucionarlos en mínimo. El daño del material lamoso es de carácter doble: 1) las partículas de diámetro pequeño flotan mal, 2) las lamas perjudican la flotación de las partículas de tamaño adecuado. (Sutulov, 1963).

4.3.4 Densidad de la pulpa.

El porcentaje de sólidos adecuados para el procedimiento es de 33%, este influye en el tiempo de resistencia del mineral al circuito.

4.3.5 Agua.

En el proceso de flotación cada tonelada de mineral consume entre 2.5 y 3 toneladas de agua. Este enorme consumo de agua industrial la hace un factor de primordial importancia y magnitud, porque no solo es el medio en que se desarrolla el proceso, sino también la causa de muchos problemas metalúrgicos. (Sutulov, 1963).

4.3.6 Tiempo.

La flotación consta esencialmente de las siguientes etapas: 1) adsorción de los reactivos sobre las superficies minerales; 2) encuentro de las partículas preparadas con las burbujas de aire, también previamente preparadas; 3) transporte de las partículas hasta la superficie de la celda de flotación. Cada etapa se realiza en un tiempo determinado, diferente para cada una de ellas. (Sutulov, 1963).

4.3.7 Otras variables de importancia.

En estas variables tenemos: las cargas circulantes, calidad y cantidad de los reactivos, temperatura, altura de la espuma y el pH, cal, entre otras.

CAPÍTULO 5
METODOLOGÍA Y EQUIPOS

5.1 Homogenización y cuarteo

El material de mina, proveniente de la concesión A.P., debe ser secado, triturado y homogenizado. El proceso se lo realiza para obtener una muestra totalmente homogénea y se lo realiza de la siguiente manera:

- Se coloca una lona de plástico que se la limpió previamente con una franela, sobre una superficie plana.
- Se agrega toda la muestra mineral preparada y pasada el 100% por el tamiz N^o. 10 sobre la lona.
- Se toma una esquina de la lona de plástico, llevándola al centro del mismo, para homogenizar el material; se repite la acción con cada esquina, de unas 15 a 20 veces para que toda la muestra quede homogénea; esta técnica se la denomina roleo.
- Una vez homogenizada la muestra, con la ayuda de una espátula, se divide el material en cuadrados de 20 x 20 cm (ver figura 4).
- Se recoge una parte del material de cada una de las divisiones, y se los almacena en fundas de 1kg para su uso posterior.



Figura 4. Homogenización y cuarteo de la muestra.

Elaboración y fuente: el autor.

5.2 Peso específico

Se define al peso específico a la relación entre el peso y volumen de una sustancia.

Para obtener los resultados del peso específico del material se ocuparon los siguientes equipos.

- Balanza.
- Picnómetro de 5ml.
- Material de mina.
- Agua destilada
- Aire
- Franela

Procedimiento:

Se procede a pesar el picnómetro vacío y seco en la balanza (P1), se añade un poco de material dentro del picnómetro y se lo vuelve a pesar (P2), al picnómetro más el material, se le añade agua destilada hasta llegar al borde del tubo capilar (P4), como último paso, lavamos el picnómetro y lo llenamos solo de agua destilada y lo volvemos a pesar (P3).

El cálculo del peso específico lo realizamos con la siguiente formula:

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} \frac{g}{cm^3}$$

5.3 Molienda

El objetivo principal de la molienda es disminuir el tamaño del material y liberar el mineral. Se realizó pruebas para poder obtener el tamaño de grano óptimo con el cual se trabajarán las flotaciones. El número de malla con los cuales trabajamos fueron: malla No. 170, malla No. 200 y malla No. 230. Se utilizó un molino de bolas tipo Batch modelo C 560 394.

Los parámetros de molienda son:

- Peso del material: 1000 gr.
- Volumen de agua: 1000 ml.
- Dilución Sólido/Líquido: 1/1.
- Carga de molienda (bolas de acero): 10,45 kg.
- Velocidad crítica: 68 rpm.

Procedimiento:

Se procede a limpiar el molino de bolas con agua; luego se añaden las bolas de acero dentro del molino, colocamos los 1000 gramos de material y los 1000 miligramos de agua, se ubica la tapa del molino y se la asegura; colocamos este sobre los rodillos. (ver figura 5).

Ya colocado sobre los rodillos, se enciende el molino y con la ayuda de un cronómetro tomamos el tiempo por el cual el material fue molido. Culminado el tiempo determinado, retiramos el molino y la tapa del mismo para colocar el material, en baldes, en los cuales dejamos sedimentar por 24 horas, retiramos el exceso de agua de los baldes y colocamos el material restante en recipientes pírrex; el material puesto en los pírrex, se lo coloca en una estufa a 105 °C, durante 24 horas, para secarlo y luego se procede a hacer granulometría.



Figura 5. Molino de bolas tipo Batch modelo C 560 394.
Elaboración y fuente: el autor.

5.4 Granulometría

La granulometría se la realiza para conocer el tamaño del material obtenido de las moliendas. Para las distintas granulometrías realizadas, se utilizó, un vibrotamiz, un juego completo de tamices marca RESTCH, una balanza y un limpiador de ultrasonido para los tamices. Se realizaron granulometrías tanto en húmedo como en seco.

Procedimiento:

Granulometría en húmedo:

Para la granulometría húmeda se utilizan los tamices No. 120, No. 230, No. 325 y No. 400, los cuales son colocados en el vibrotamiz. Sobre el tamiz No.120 se colocan 250 gr de muestra. En la parte superior de los tamices se ajusta la tapa, la cual está conectada a un flujo constante de agua y en la parte inferior del tamiz fondo, se conecta una manguera que desemboca en un

balde en el cual se recolectan los materiales finos denominados lamas. Se enciende el vibrotamiz y se deja por un lapso de 10 minutos y una amplitud de 1,30 mm/ "g". (Ver figura 6a). La muestra retenida en los tamices, es colocada en un recipiente pírrex y puesta a secar en la estufa a 105 °C durante 24 horas mientras que el material fino recolectado en el balde se deja sedimentar por 24 horas, luego de las cuales, se procede a eliminar el exceso de agua y es puesto a secar en la estufa.

Granulometría en seco:

Para la granulometría en seco se utilizó la serie completa de tamices (N^o. 10, N^o. 18, N^o. 35, N^o. 60, N^o. 120, N^o. 200, N^o. 230, N^o. 325, N^o. 400 y N^o. -400), los cuales fueron pesados al vacío y luego pesados con el material retenido y por diferencia de los pesos se obtuvo el peso de la muestra que sirvió para elaborar una curva granulométrica y determinar el D80 de la muestra; el vibrotamiz se dejó actuar por un tiempo de 10 min, con una frecuencia de 1,30 mm/ "g". (Ver figura 6b).

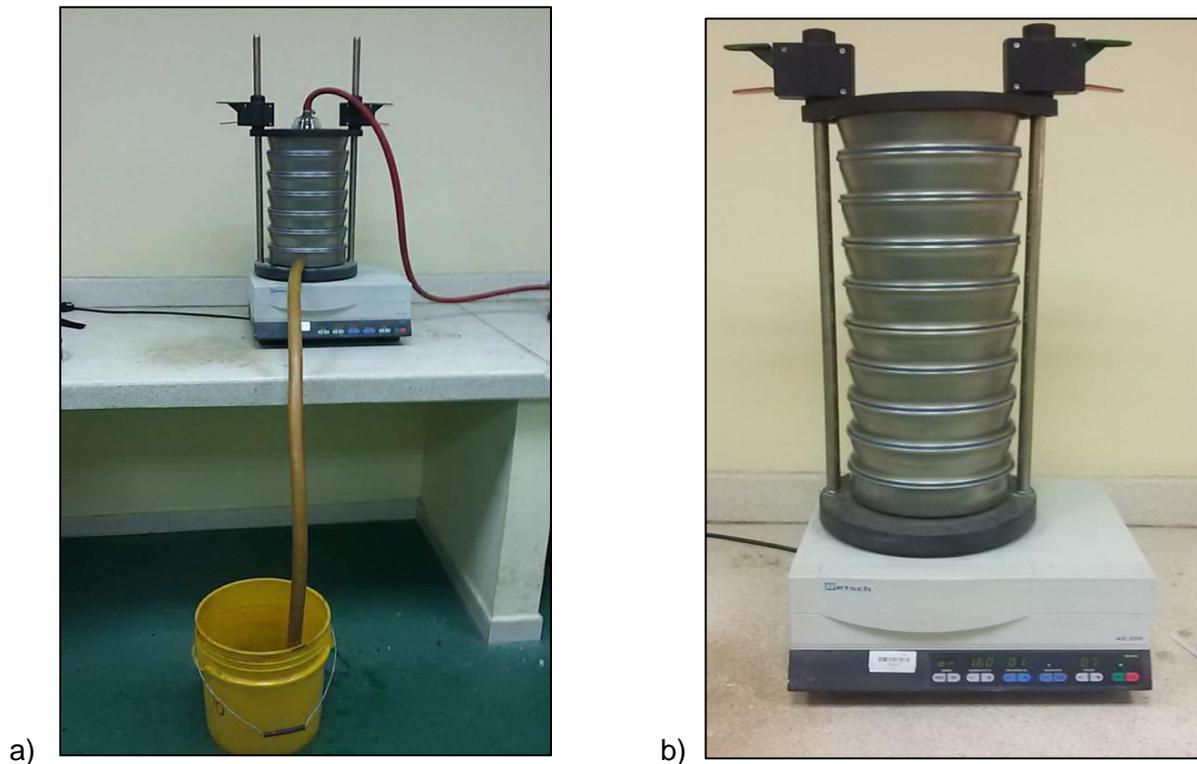


Figura 6. a) Granulometría en húmedo; b) Granulometría en seco.
Elaboración y fuente: el autor.

5.5 Análisis Químicos

Los análisis químicos fueron llevados a cabo para determinar la concentración de Au presente en cada una de las muestras. Los ensayos que fueron hechos en la presente investigación fueron:

- Fusión
- Copelación
- Digestión

5.5.1 Fusión.

Sirve para separar metales de interés económico de otros que no lo son, mediante un metal colector que es el plomo; estos son puestos en un horno a 1000 °C por un lapso de una hora.

Procedimiento:

Pesamos 10 a 30 gramos de la muestra molida; dependiendo si es de cabeza (10 gr), relave (30 gr) o concentrado (10 gr). Se añade 100 gramos de Flux básico para cabeza, concentrado o relave. Se agrega 3 gramos de harina; en la presente investigación se utilizó tanto para concentrado como para relave, el cual sirve como agente reductor. Se mezcla toda la muestra en un crisol y se coloca una capa de bórax. Fundimos en una mufla a 1000 °C por una hora. Terminada la fundición, se retiran los crisoles y se vierte el contenido en lingoteras etiquetadas para evitar confusiones. Se separa el régulo de plomo de la escoria y se le da una forma cúbica con la ayuda de un martillo.

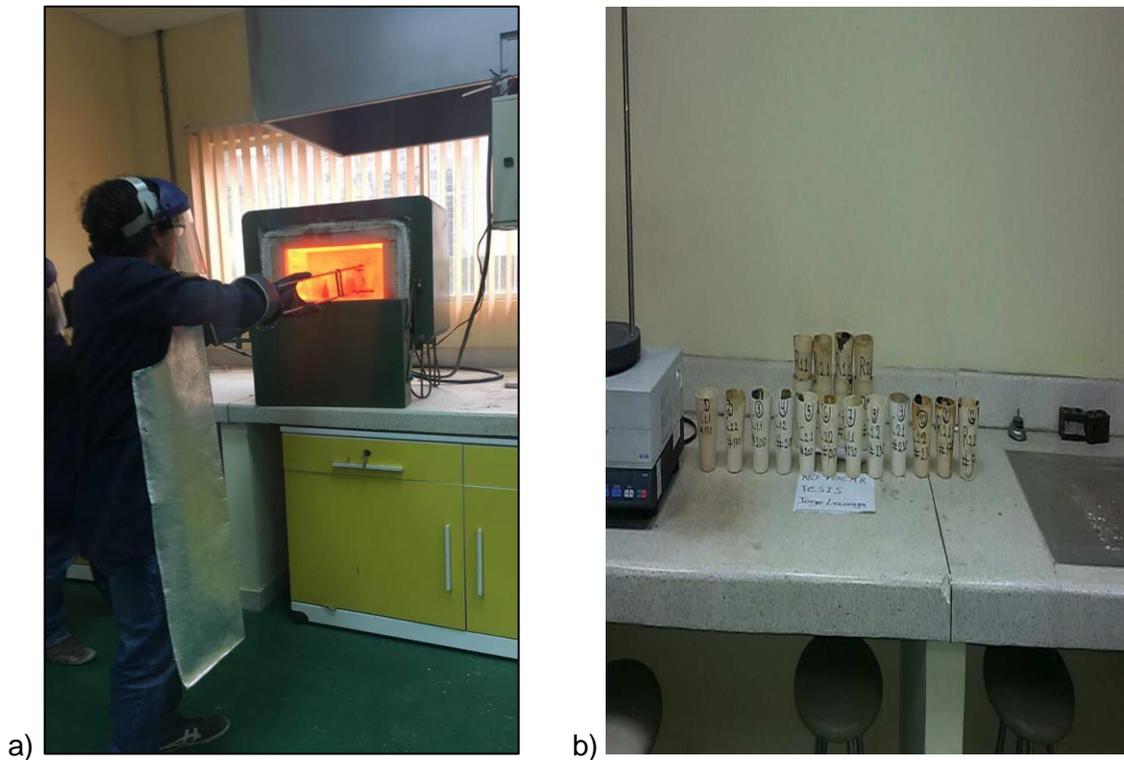


Figura 7. a) Colocación de crisoles en la mufla a 1000 °C); b) Crisoles para fusión.
Elaboración y fuente: el autor.

5.5.2 Copelación.

Sirve para separar los metales de interés económico del metal colector plomo; estos son expuestos a una temperatura de 900 °C por 2 a 3 horas en un horno.

Procedimiento:

Se Coloca el régulo de plomo en una copela, la copela se la coloca en una mufla por un lapso de 2 a 3 horas a una temperatura de 900 °C, el dore obtenido que está compuesto de oro y plata se lamina, con el objetivo de aumentar su superficie y sea más fácil su posterior pesado.

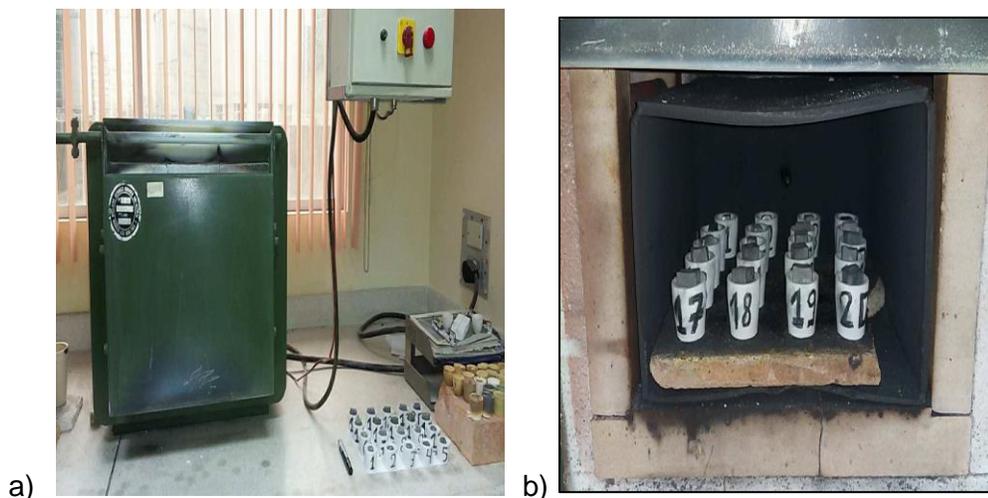


Figura 8. a) Mufla para copelación; b) Muestras a copelar.
Elaboración y fuente: el autor.

5.5.3 Digestión.

Este procedimiento es utilizado para separar la plata del oro.

Procedimiento:

Se pesa el dore en la balanza de precisión. Se efectúa un ataque químico con la adición de ácido nítrico (HNO_3), en crisoles de porcelana sobre una plancha térmica con una temperatura aproximada entre $150\text{ }^\circ\text{C}$ a $200\text{ }^\circ\text{C}$. El ataque químico se efectuó con 3 concentraciones diferentes de ácido nítrico más agua destilada (1:7, 1:3 y 1:1) en ese orden. Los dore permanecen por 20 minutos para cada una de las concentraciones. (Ver figura 9).

Se procede a lavar con cuidado de dos a 3 veces con agua destilada el crisol de porcelana cuidando no perder el oro obtenido y luego se seca, para posteriormente pesarlo.



Figura 9. Digestión de las muestras.
Elaboración y fuente: el autor.

5.5.4 Refogado.

El Refogado se efectuó para evaporar y desaparecer el plomo existente en el oro y que este tome su color amarillo metálico característico. (Ver figura 10).

Procedimiento:

El crisol con el oro es colocado en el horno a una temperatura de 500 °C por 10 minutos, después del cual es extraído y puesto a temperatura ambiente hasta que se enfríe. Continuamos, pesando el oro y posteriormente se realiza el cálculo de las leyes correspondientes.



Figura 10. Oro después de refogar.
Elaboración y fuente: el autor.

5.6 Flotación

Los ensayos de flotación fueron divididos en 3 etapas, las cuales fueron:

- Tamaño de grano variable.
- pH variable.
- Colector variable.

5.6.1 Tamaño de grano variable.

En esta etapa se determinó el tamaño de grano adecuado para la flotación del mineral, los tamaños de grano fueron: 88 μm , 74 μm y 63 μm para cada ensayo. En esta etapa tanto el pH y el tipo de colector se los mantuvo estables. El material molido correspondiente a 63 μm fue el que mejor recuperación de oro obtuvo.

El porcentaje de recuperación de oro se obtuvo realizando balances metalúrgicos. Por cada parámetro de flotación, se realizaron dos repeticiones.

Tabla 1. Adición de reactivos en la primera etapa.

Operación	TIEMPO	pH	Reactivos en gr/t						Na ₂ SiO ₃ (250*)	
			404-P OIL (100*)		Z11 (100*)		FLO-65S sol (75*)		250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	11´									
Acondicionamiento	4´		50 g/t	50 ml	50 g/t	50 ml	50 g/t	66,6 ml		
flotación A	3´									
Acondicionamiento	3´		30 g/t	30 ml	30 g/t	30 ml	15 g/t	20 ml		
Flotación B	3´									
Acondicionamiento	2´		20 g/t	20 ml	20 g/t	20 ml	10 g/t	13,3 ml		
Flotación C	3´									

Elaboración y fuente: el autor.

5.6.2 pH Variable.

En esta etapa se determinó el pH óptimo para la flotación del mineral. Los pH utilizados corresponden al valor de: 9,5; 10,5 y 11,5 el tamaño de grano empleado fue de 63 µm y se mantuvo el mismo colector. La mayor recuperación de oro se presentó con un pH correspondiente a 11,5. El porcentaje de recuperación de oro se obtuvo realizando balances metalúrgicos. Por cada parámetro de flotación, se realizaron dos repeticiones.

Tabla 2. Adición de reactivos en la segunda etapa.

Operación	TIEMPO	pH	Reactivos en gr/t						Na ₂ SiO ₃ (250*)	
			404-P OIL (100*)		Z11 (100*)		FLO-65S sol (75*)		250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	11´									
Acondicionamiento	4´		50 g/t	50 ml	50 g/t	50 ml	50 g/t	66,6 ml		
flotación A	3´									
Acondicionamiento	3´		30 g/t	30 ml	30 g/t	30 ml	15 g/t	20 ml		
Flotación B	3´									
Acondicionamiento	2´		20 g/t	20 ml	20 g/t	20 ml	10 g/t	13,3 ml		
Flotación C	3´									

Elaboración y fuente: el autor.

5.6.3 Colector Variable.

En la tercera y última etapa se consiguió determinar el tipo de colector óptimo para la flotación del mineral. El primer colector utilizado fue "404 – P oil" y el segundo fue "Orex-936 Oil". El tamaño de grano utilizado fue 63 µm en tanto que el valor de pH fue de 11,5 estos dos resultados fueron los obtuvieron una mejor concentración, en sus respectivos ensayos. Los mejores resultados se obtuvieron con el colector denominado "404-P Oil". El porcentaje de recuperación de oro se obtuvo realizando balances metalúrgicos. Por cada parámetro de flotación, se realizaron dos repeticiones.

Tabla 3. Adición de reactivos en la tercera etapa.

Operación	TIEMPO	pH	Reactivos en gr/t							
			Orex-936 Oil (100*)		Z11 (100*)		FLO-65S sol (75*)		Na2Sio3 (250*)	
Acondicionamiento	11´								250 g/t	100 ml
Acondicionamiento	4´		50 g/t	50 ml	50 g/t	50 ml	50 g/t	66,6 ml		
flotación A	3´									
Acondicionamiento	3´		30 g/t	30 ml	30 g/t	30 ml	15 g/t	20 ml		
Flotación B	3´									
Acondicionamiento	2´		20 g/t	20 ml	20 g/t	20 ml	10 g/t	13,3 ml		
Flotación C	3´									

Elaboración y fuente: el autor.

Finalizando las 3 etapas de flotación se obtuvieron los mejores resultados como: tamaño de grano adecuado equivalente a 63 µm; pH con valor de 11,5 y colector "404-P Oil" para elaborar la flotación del material de mina A.P.

Equipo:

En los ensayos se utilizó un equipo de flotación marca DENVER, modelo D-12. (Figura 11).

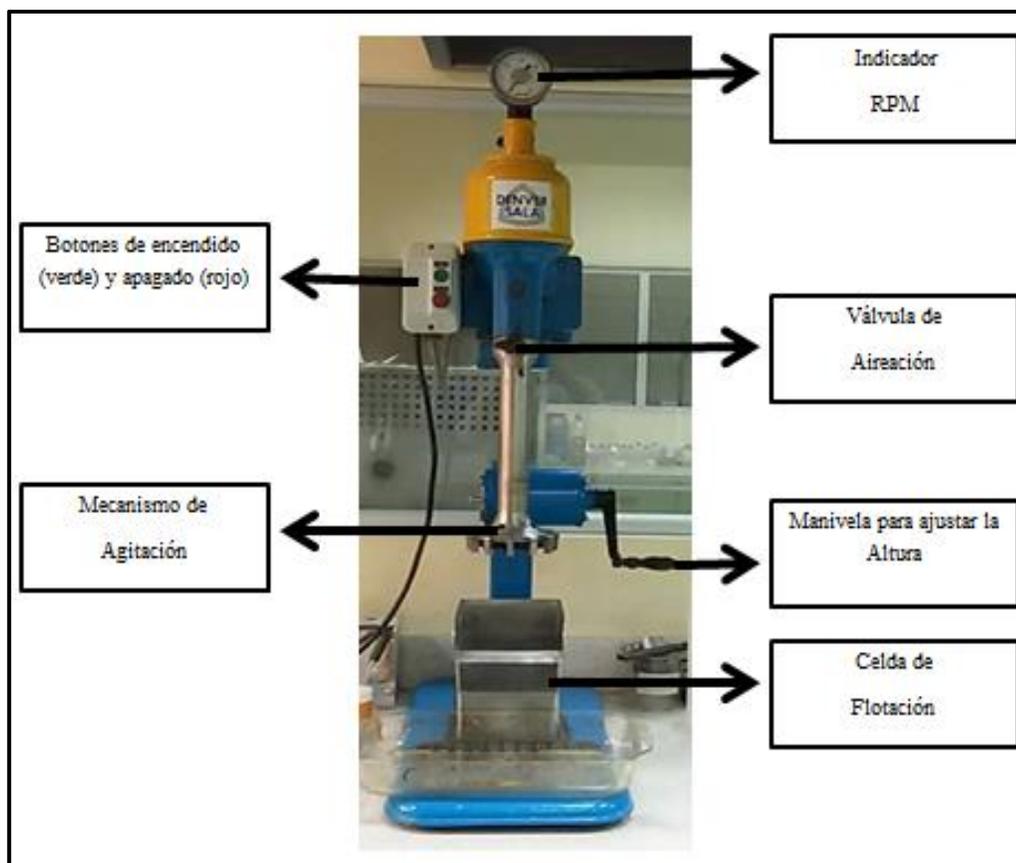


Figura 11. Equipo de flotación marca DENVER, modelo D-12.
Elaboración y fuente: el autor.

Procedimiento:

Se pesa 500 gramos de muestra molida para cada uno de los tamaños de grano establecidos. Se prepara los reactivos efectuando la dosificación prevista en g/t; a esta dosificación le añadimos agua destilada en un balón de aforo de 100 ml de capacidad. (Ver anexo 5). Cuando los reactivos se hayan preparado y estén listos, procedemos a realizar el ensayo de flotación. Agregamos 500 gr del material y 1000 ml de agua (dilución de la pulpa S/L) en la celda de flotación. Se mide el pH inicial y mediante la adición de cal conseguimos el pH requerido (9,5; 10,5 y 11,5). Cuando inicia la flotación se efectúa el primer acondicionamiento, el cual consiste en agregar silicato de sodio ($\text{Na}_2\text{O}_3\text{Si}$) diluido en 100 ml de agua destilada.

Transcurridos 11 minutos se realiza un segundo acondicionamiento, en el que se agrega el colector (404 – P Oil, Orex-936 Oil), el espumante (FLO-65S sol) y el Z11 en cantidades previamente establecidas, los cuales los dejamos que actúen durante 4 minutos.

A los 15 minutos se da el paso de aire; el cual formará burbujas durante los próximos 3 minutos, tiempo en el cual se realiza la primera flotación (Ver figura 12b) y se recolecta el mineral concentrado en un pírex. Luego de la primera flotación se realiza un segundo acondicionamiento a los 18 minutos. Se acondicionan los reactivos: colector, Espumante y Z11 por 3 minutos. A los 21 minutos se da el paso de aire durante otros 3 minutos más, llevando a cabo la segunda flotación, recogiendo el mineral concentrado. Finalizada la segunda flotación se realiza un último acondicionamiento a los 24 minutos el cual dura 2 minutos. Luego del acondicionamiento a los 26 minutos se da el paso de aire por última vez para realizar la tercera flotación y como en las veces anteriores durará 3 minutos. Se recoge el material acumulado en la celda de flotación (relave) y el concentrado para secarlos en la estufa a 105 °C durante 24 horas para luego ser pesados y preparar las muestras para el análisis al fuego que se realizará posteriormente.



Figura 12. a) Flotación; b) recolección del concentrado.
Elaboración y fuente: el autor.

5.7 Fluorescencia de rayos X

Es una técnica espectroscópica que utiliza la emisión secundaria o fluorescente de radiación X generada al excitar una muestra con una fuente de radiación X. En la presente investigación se realizó este procedimiento para determinar los minerales que se encuentran presentes en el material de mina que se tiene para realizar la flotación.

Equipo:

El equipo que utilizado es de marca "BRUKER", Modelo: "Turbo S1"



Figura 13. Equipo de fluorescencia marca "BRUKER S1".

Elaboración y fuente: el autor.

El método utilizado es: Mining Light Element.

Procedimiento:

Se coloca en los recipientes del equipo de fluorescencia de 3 a 5 gr del material de mina previamente triturado y homogenizado. Se cierra con la placa de seguridad, disparamos y anotamos su contenido mineral.

5.8 Difracción de rayos X

La difracción de rayos X es un método que permite identificar de manera cualitativa y cuantitativa los minerales presentes en una muestra determinada por medio de su estructura cristalina.

Para este ensayo se utilizaron de 10 a 20 gramos de muestra del material de mina, triturado y pasado por la malla No.10.

CAPÍTULO 6
RESULTADOS Y ANÁLISIS

6.1 Peso específico

Para la obtención de los resultados del peso específico del material, se procedió a realizar 3 ensayos, en la tabla 4 se presentan los resultados obtenidos.

Tabla 4. Resultados del peso específico.

Ensayos	Peso Específico (g/cm ³)
1	3,03
2	3,28
3	3,45
PROMEDIO	3,25

Elaboración y fuente: el autor.

Se obtuvo tres pesos específicos de la misma muestra mineral, los cuales arrojaron como un valor máximo un peso específico de 3,45 g/cm³ y un valor mínimo un peso específico de 3,03 g/cm³; obteniendo un valor promedio de 3.25 g/cm³.

6.2 Tiempos de molienda

Los tiempos de molienda se los realizó con el fin de encontrar el D80 adecuado para trabajar con tamaños de grano óptimos para las flotaciones. En la tabla 5, se muestran los tiempos de moliendas utilizados.

Tabla 5. Resultados de molienda.

Curva	Tiempo	D80 (µm)	Malla
	26	88 µm	170
	33	74 µm	200
	42	63 µm	230

Elaboración y fuente: el autor.

6.3 Granulometría

El análisis granulométrico nos permite determinar el D80 obtenido de las moliendas realizadas, a continuación, se muestran las curvas granulométricas utilizadas en el presente estudio.

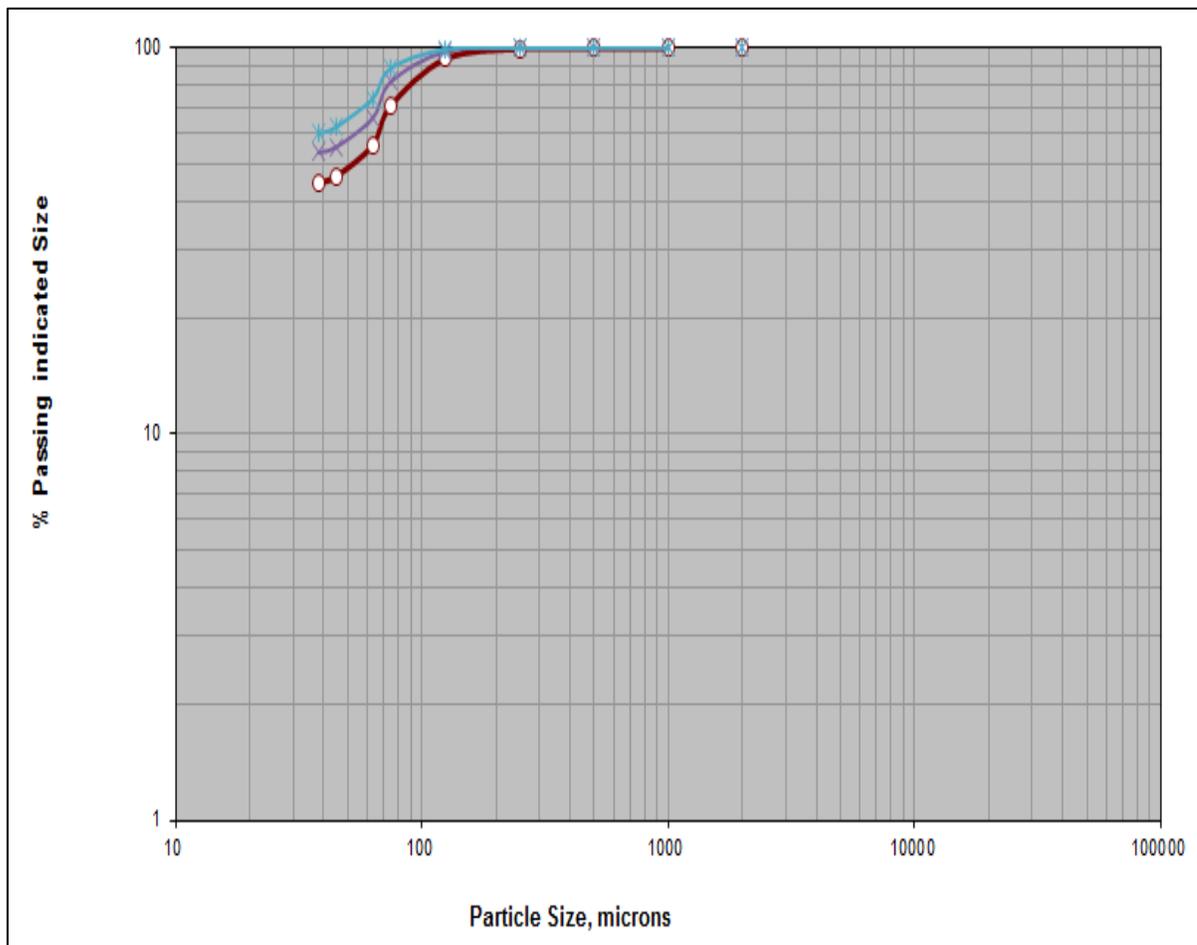


Figura 14. Curvas granulométricas de los tiempos óptimos de molienda.
Elaboración y fuente: el autor.

En la (fig. 14) se pueden observar las curvas granulométricas óptimas para esta investigación; las cuales representan a las mallas No. 170, No. 200 y No. 230 con las que se precisó trabajar para obtener datos de recuperación mineral en el proceso de flotación.

6.4 Ley de Cabeza

La ley representa la concentración de un mineral en una muestra, en esta investigación se determinó la ley de oro del material de mina obteniendo los siguientes resultados que se detallan en la tabla 6.

Tabla 6. Resultados de la ley de cabeza del material.

Ley de cabeza (Au)	
Ensayo	Ley g/t
1	1,903
2	2,64
PROMEDIO	2,27

Elaboración y fuente: el autor.

Se realizaron 2 ensayos para obtener la ley de cabeza, los cuales arrojaron un resultado máximo de 2,64g/t y uno mínimo de 1.903 g/t; la ley obtenida para esta investigación realizando el promedio de los valores obtenidos en los 2 ensayos es de 2,27 g/t.

6.5 Flotación

Los ensayos de flotación fueron realizados en tres etapas, las cuales fueron: 1). tamaño de grano variable con pH y colector constante, 2). pH variable con tamaño de grano y colector constantes y 3). Colector Variable con tamaño de grano y pH constantes.

6.5.1 Tamaño de grano variable.

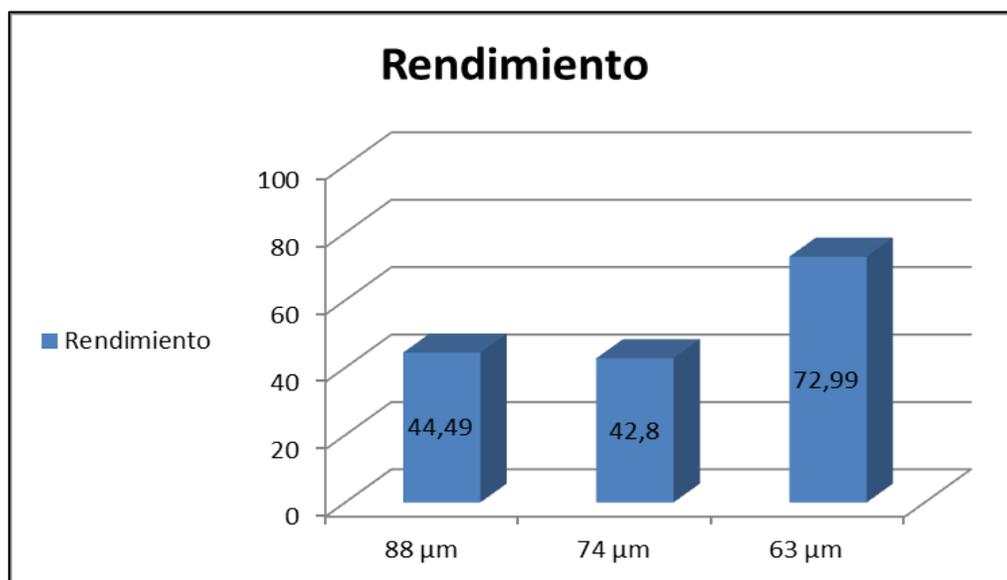


Figura 15. Cuadro comparativo del rendimiento en la primera etapa de flotación.

Elaboración y fuente: el autor.

En esta primera etapa de flotación, se obtiene que el mejor tamaño de grano para trabajar con el material de mina de la concesión minera A.P., ubicada en el condominio Norte de Nambija, fue el correspondiente a un d80 de 63 μm (malla No. 230), con un rendimiento de 72,99%, a diferencia de los otros dos tamaños de grano correspondientes a las mallas No. 170 y No. 200 con rendimientos de 44,49% y 42,8% respectivamente; esto sugiere que, a menor tamaño del mineral, mejor recuperación obtenemos.

6.5.2 pH variable.

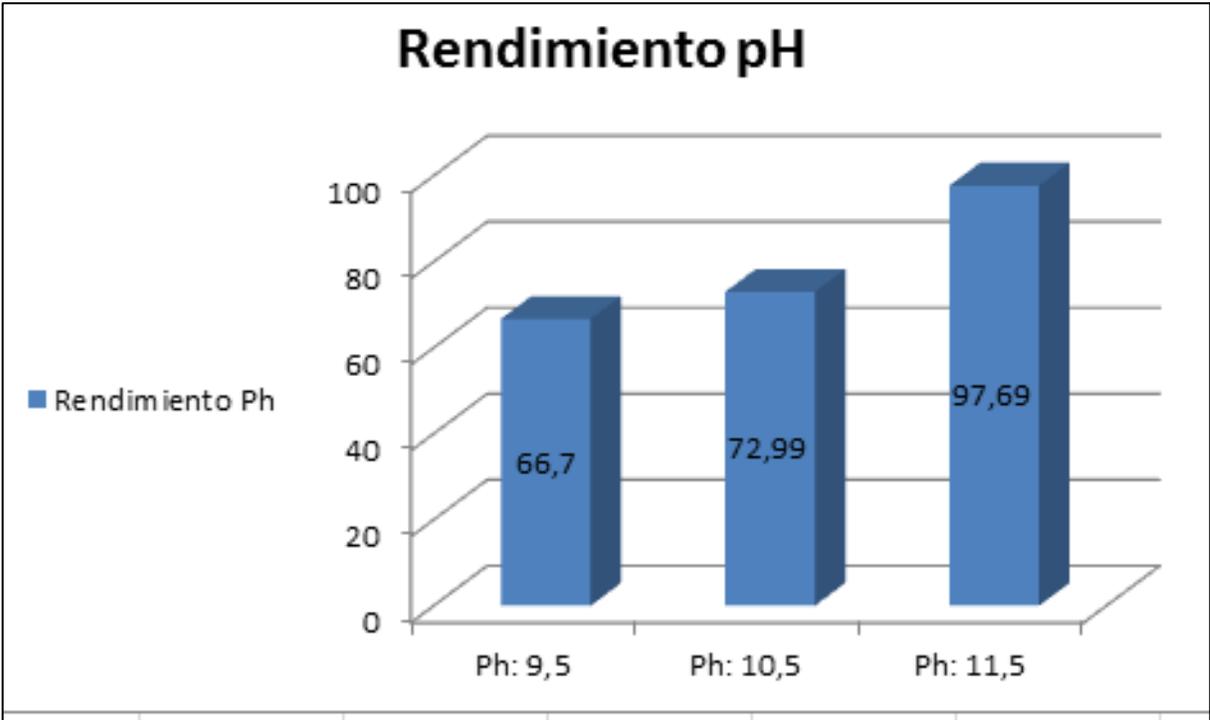


Figura 16. Cuadro comparativo del rendimiento en la segunda etapa de flotación.
Elaboración y fuente: el autor.

En esta segunda etapa de flotación, se obtiene que el mejor pH para trabajar fue el correspondiente a 11,5 con un rendimiento de 97.69%, en contraste con los otros pH utilizados en esta investigación, correspondientes a 9,5 y 10,5 los cuales obtuvieron rendimientos de 66,7% y 72,99% respectivamente.

6.5.3 Colector variable.

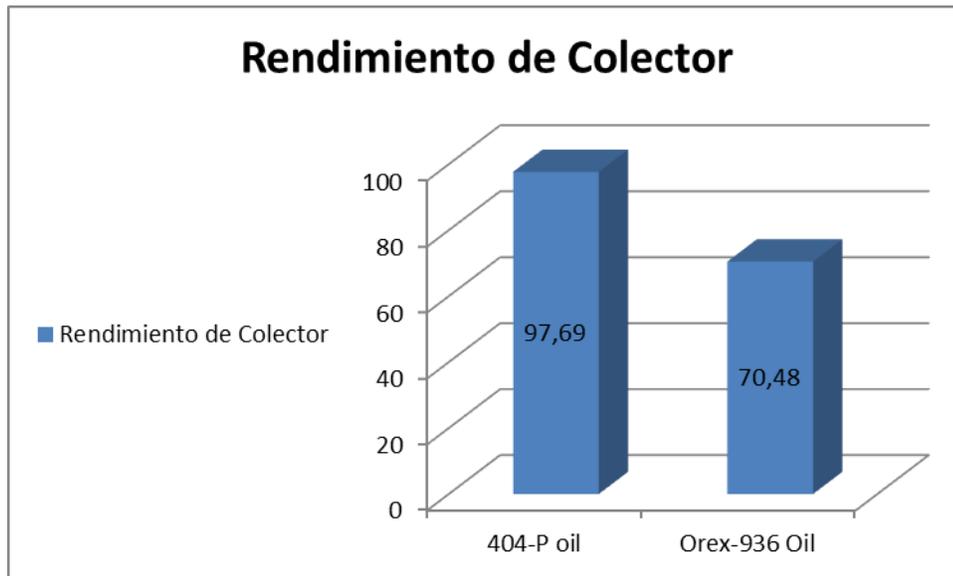


Figura 17. Cuadro comparativo del rendimiento en la tercera etapa de flotación.
Elaboración y fuente: el autor.

En esta tercera etapa de flotación, la mejor recuperación del mineral se realizó al trabajar con el colector "404-P Oil" con un rendimiento de 97.69%, a diferencia del colector "Ores-936 Oil" con el cual se obtuvo un rendimiento del 70.48%; ya que el primer colector es óptimo para trabajar con minerales de oro y minerales PGM sulfurados.

6.6 Fluorescencia de rayos X

En la tabla 7, se presentan los resultados en porcentajes obtenidos en el ensayo de fluorescencia de rayos X.

Tabla 7. Resultados de fluorescencia de rayos x.

Fluorescencia de rayos x	
Al₂O₃	7,58
SiO₂	35,8
P₂O₅	1,21
S	2,64
K₂O	0,913
CaO	21,9
TiO₂	0,366
Cr₂O₃	0,0649
MnO	1,24
Fe₂O₃	18,7
Co₃O₄	0,325
NiO	0,0349
CuO	0,197
ZnO	0,0388
SnO₂	0,524
Sb₂O₃	2,64
CeO₂	0,166
WO₃	0,0261
PbO	0,0449

Elaboración y fuente: el autor.

6.7 Difracción de rayos X

El ensayo de difracción de rayos x permite identificar de manera cualitativa los minerales presentes en una muestra determinada con sus respectivos porcentajes.

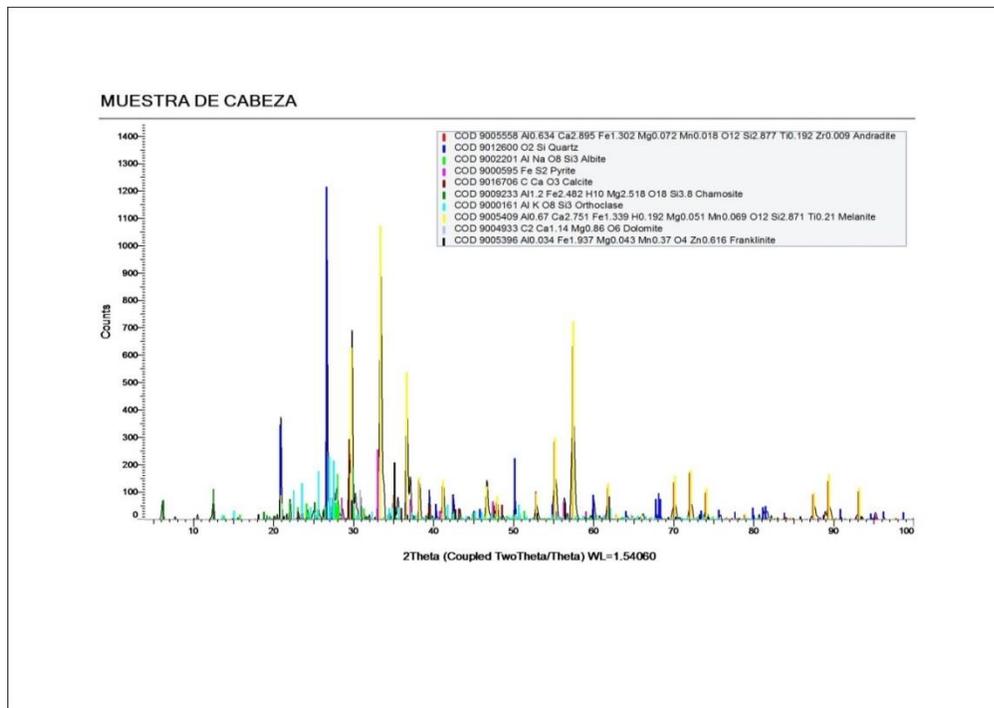


Figura 18. Diagrama de difracción de rayos x.
Elaboración y fuente: el autor.

En la tabla 8, se muestran los minerales presentes en la muestra con sus respectivos porcentajes. Entre los que predomina la andradita y melanita.

Tabla 8. Resultados cuantitativos de la difracción de rayos x.

MINERALES	PORCENTAJES
Cuarzo	19,89%
Albita	4,25%
Ortoclasa	3,76%
Magnetita	0,76%
Pirita	2,18%
Calcita	3,86%
Dolomita	0,27%
Clinocloro	8,77%
Melanita	31,83%
Andradita	24,42%

Elaboración y fuente: el autor.

La andradita es un mineral del grupo de los Silicatos, subgrupo Nesosilicatos y dentro de estos es un granate por la típica forma isométrica de sus cristales, con 12 o 24 caras trapezoidales. Es un silicato de hierro y calcio, de color normalmente amarillento con variables tonalidades. La andradita posee muchas variedades basadas en el color: la melanita es la variedad negra.

Discusión de resultados:

Los resultados obtenidos en la presente investigación como el peso específico y ley del material fueron: 3,25 g/cm³ y 2,27 g/t respectivamente; los cuales difieren de los obtenidos por (Jaramillo, 2017), en el que se obtienen resultados cercanos, pero no iguales. Los cuales fueron: 2,78 g/cm³ para el peso específico y 2,64 g/t para la ley del mineral; cabe recalcar que, estas investigaciones se realizaron con material procedente de la misma concesión minera.

En lo que tiene que ver al proceso de flotación, los mejores parámetros obtenidos en esta investigación en el sector condominio norte de Nambija, resultaron ser: tamaño de grano correspondiente a la malla No. 230, un pH de 11,5 y el colector "404-P Oil" con un rendimiento del 97,69%; a diferencia de la investigación realizada por (León, 2017) en el condominio sur de Nambija en la cual obtiene los siguientes resultados como mejores parámetros: tamaño de grano correspondiente a la malla No. 200, un pH de 10,5 y el colector "404-P Oil" con un rendimiento del 90,14%.

CONCLUSIONES

- El peso específico determinado del material de mina de la concesión minera A.P., luego de los ensayos con el picnómetro es de 3,25 g/cm³.
- Los tiempos óptimos de molienda fueron 26 min, 33, min y 42 min, obteniendo los D80 de 88 µm (malla No.170), 74 µm (malla No. 200) y 63 µm (malla No. 230) respectivamente con los cuales se pudo trabajar para cada una de las flotaciones y poder obtener el buen rendimiento, siendo el de la malla No. 230 el mejor para trabajar.
- La ley de cabeza del material de mina de la concesión minera A.P., luego de los ensayos al fuego es de 2,27 g/t.
- El tamaño de grano que mejor resultado brindó en los ensayos de flotación es de 63 µm (malla No. 230), obteniendo un rendimiento de 72,99% en recuperación de oro.
- El valor de pH adecuado luego de realizados los ensayos de flotación es de 11,5 que se lo cataloga como un pH alcalino, obteniendo un rendimiento de 97,69% en recuperación de oro en el material de mina.
- El colector que mejor resultado brindó en los ensayos de flotación es el colector "404-P Oil" utilizado para minerales de oro, minerales sulfurados, el cual obtuvo un rendimiento de 97,69% en recuperación de oro del material de la concesión minera A.P.
- Los parámetros adecuados para la presente investigación se presentan de la siguiente manera: Tamaño de grano 63 µm, colector "404-P oil", pH: 11.5, densidad de pulpa del 33% de sólido y la agitación de la celda correspondiente a: 750 rpm, obteniendo un rendimiento de 97,69% en recuperación de oro, que, supone una excelente recuperación del mineral de interés.
- Los minerales obtenidos en el ensayo de DRX con sus porcentajes del material de mina son: Cuarzo 19,89%, Albita 4,25%, Ortoclasa 3,76%, Magnetita 0,76%, Pirita 2,18%, Calcita 3,86%, Dolomita 0,27%, Clinocloro 8,77%, Melanita 31,83%, Andradita 24,42%; presentándose en mayor cantidad la Andradita y la Melanita.

RECOMENDACIONES

- Recolectar una cantidad suficiente de material para poder realizar los diferentes ensayos de laboratorio y tener un respaldo por si se necesita repetir algún ensayo; recolectar alrededor de 23 Kg de material para poder trabajar.
- Realizar los ensayos con los debidos equipos de seguridad tanto en los análisis al fuego en los que se trabaja a 1000 °C; así como en las digestiones en las cuales se utiliza ácido nítrico.
- Calibrar el peachímetro antes de realizar las flotaciones para poder leer correctamente la alcalinidad a la que se encuentra la muestra y a la que debe llegar según los objetivos planteados en la investigación.
- Capacitarse previamente con conocimientos de cómo funcionan los equipos que se utilizaran en la investigación, evitando así cualquier tipo de daño a los mismos.
- Realizar los cálculos de las dosificaciones adecuadamente, de acuerdo a la cantidad de muestra a utilizarse, para que el ensayo muestre un buen resultado.
- Limpiar los materiales y el área de trabajo una vez finalizados los ensayos.

BIBLIOGRAFÍA

- Espinoza , P. (2003). *EXPLORACIÓN GEOLÓGICO - MINERO DE LA MINA GOLD STAR EN NAMBIJA*. LOJA.
- Guamán, D. F. (2016). *Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro de la Planta de Beneficio M, Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, provincia Zamora Chinchipe – Ecuador. (Ingeniero en Geología y Minas)*. UTPL. Loja-Ecuador.
- Guartán, J. A., & Tamay, J. V. (2003). *Optimización del proceso de recuperación de oro contenido en los relaves de molienda de la planta Vivanco por el método de flotación-cianuración. (Ingeniero en Geología y Minas)*. UTPL. Loja-Ecuador.
- Jaramillo, C. (2017). *Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG (oro recuperable gravimétricamente) en el equipo KInelson (Kc-md3) con material de mina del distrito Nambija- Condominio Norte*. Loja.
- León, B. (2017). *Foltación del material de la concesión MM, del condominio sur, Nambija*. Loja.
- Litherland et al, .. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador*.
- MAE. (2015). *Diagnóstico Socioambiental de la zona minera*. Quito.
- MRNE. (1987). *Informe de prefactibilidad geológico metalogénico de La Zona Sur del Yacimiento Aurífero de Nambija*.
- Paladines, A., & Rosero, G. (1996). *Zonificación Mineralogénica del Ecuador*. Quito: Laser.
- Paladines, A., & Soto, J. (2010). *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador* . Loja: UTPL.
- Prodeminca. (2000). *Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental. Evaluación de los distritos mineros del Ecuador. Depósitos porfídicos y Epi-Mesotermiales relacionados con intrusiones de la Cordillera del Condor. Ministerio de Energía y Minas. Volúmen 5*. Quito-Ecuador.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Concepción.

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYO DEL PICNÓMETRO

Ensayo	P1	P2	P3	P4	Ensayos Con Picnómetro (g/cm ³)	Peso específico g/cm ³
1	9,25	10,25	15,77	16,44	3,03	3,25
2	9,25	11,58	15,78	17,40	3,28	
3	9,25	10,87	15,77	16,92	3,45	

Dónde:

γ_e : Peso específico.

P1: Peso del picnómetro vacío.

P2: Peso del picnómetro más muestra.

P3: Peso del picnómetro más agua.

P4: Peso del picnómetro más muestra y agua.

Ensayo 1:

$$\gamma_e = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} ; gr/cm^3$$

$$\gamma_e = \frac{(10,25 - 9,25)}{(15,77 - 9,25) - (16,44 - 10,25)}$$

$$\gamma_e = 3,03 gr/cm^3$$

Ensayo 2:

$$\gamma_e = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} ; gr/cm^3$$

$$\gamma_e = \frac{(11,58 - 9,25)}{(15,78 - 9,25) - (17,40 - 11,58)}$$

$$\gamma_e = 3,28 \text{ gr/cm}^3$$

Ensayo 3:

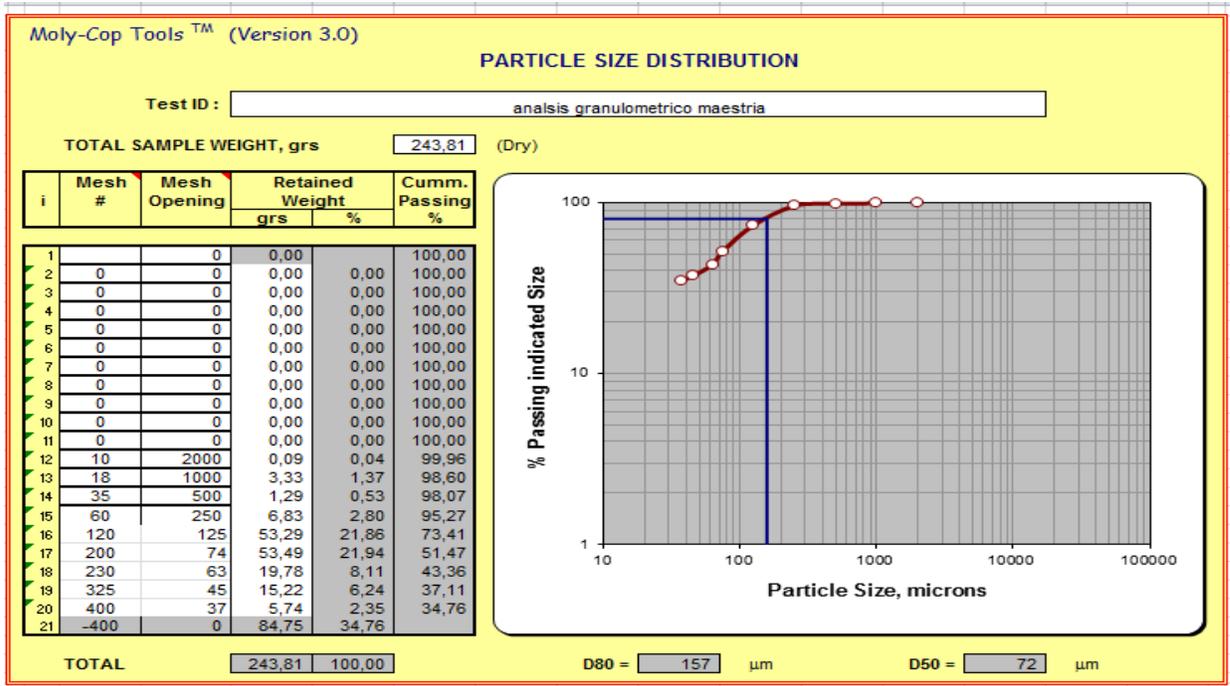
$$\gamma_e = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} ; \text{gr/cm}^3$$

$$\gamma_e = \frac{(10,87 - 9,25)}{(15,77 - 9,25) - (16,92 - 10,87)}$$

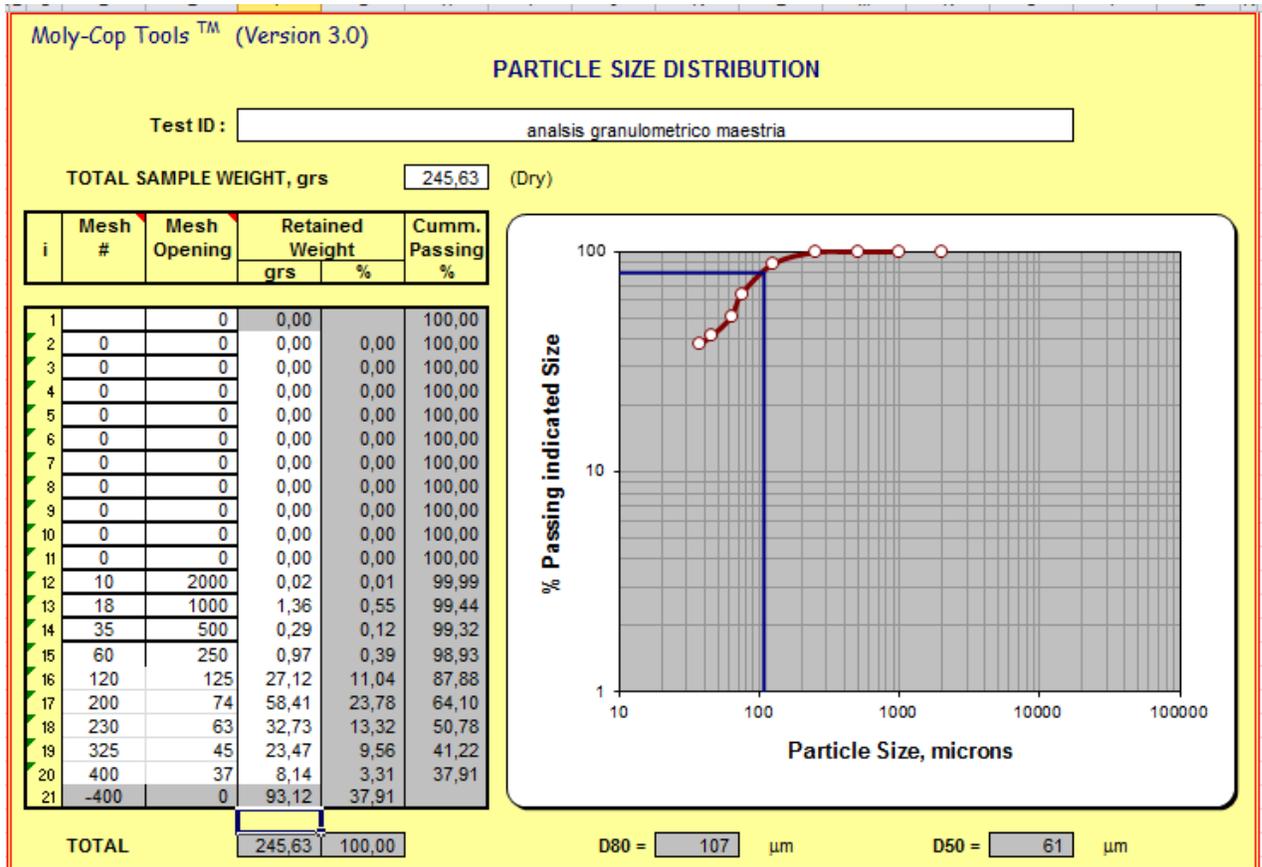
$$\gamma_e = 3,45 \text{ gr/cm}^3$$

ANEXO 2. MOLIENDAS

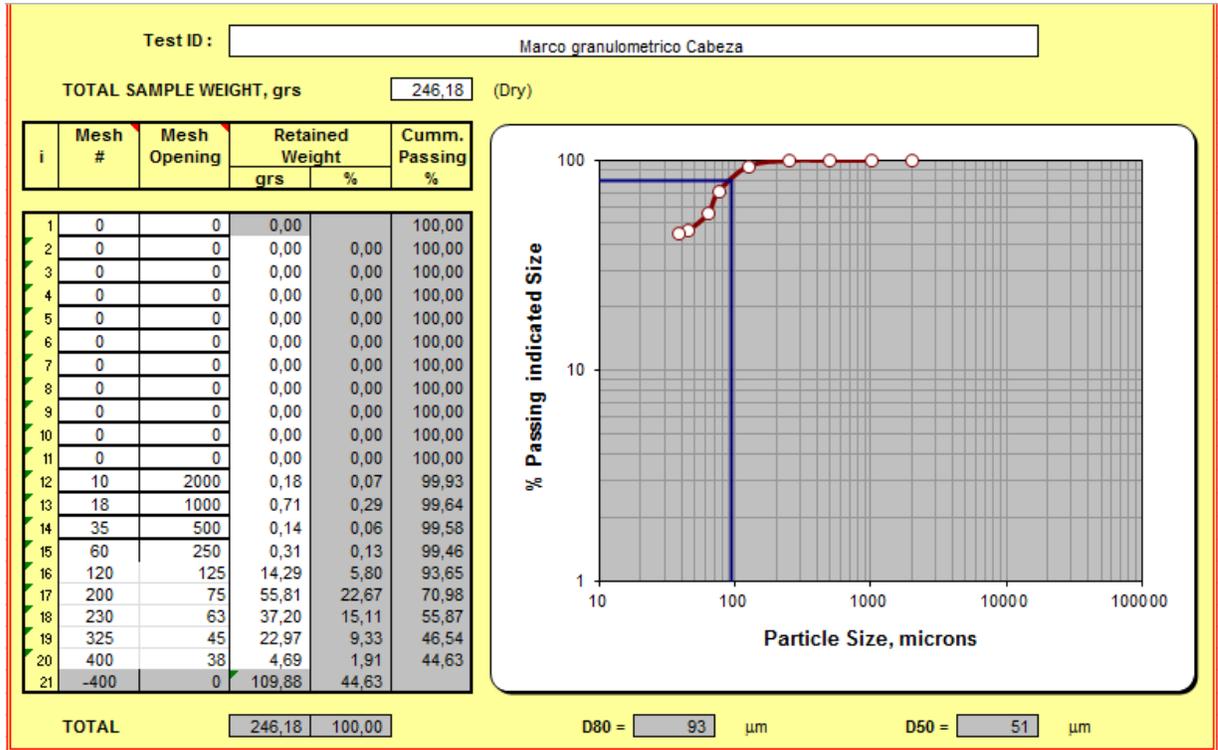
a) 15 minutos



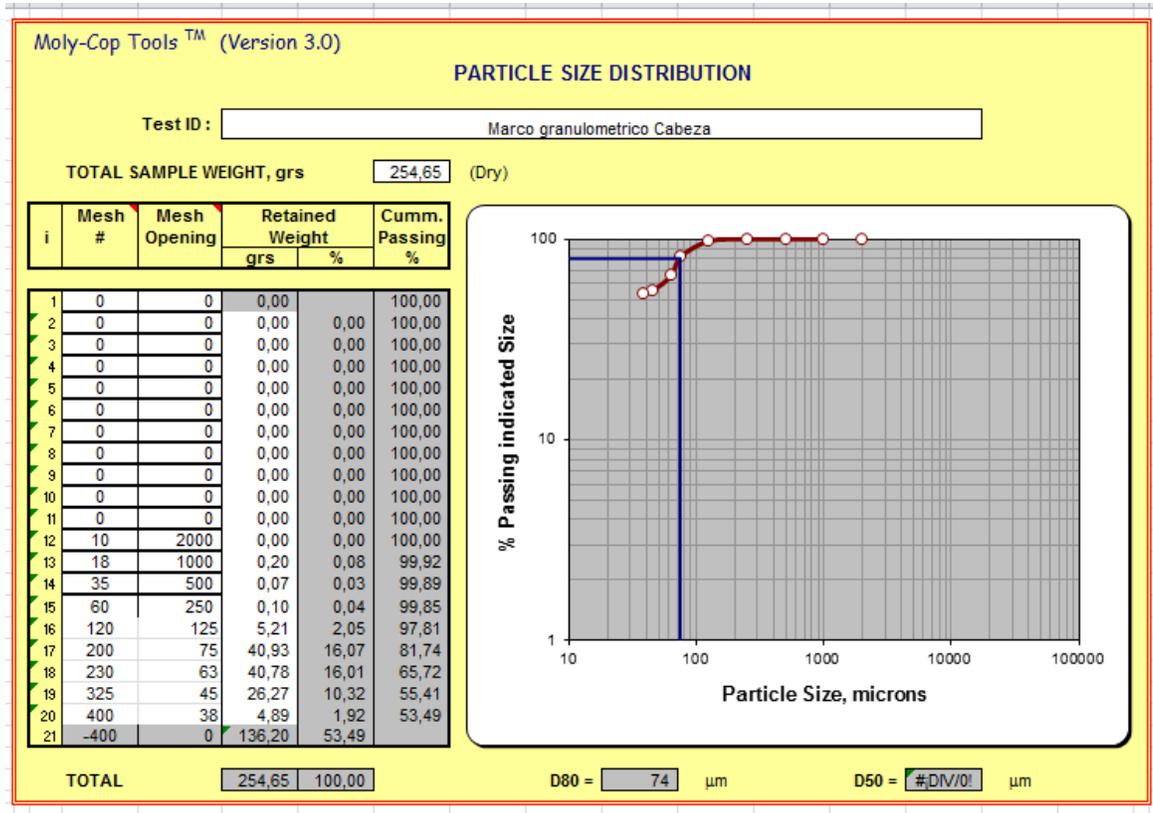
b) 20 minutos



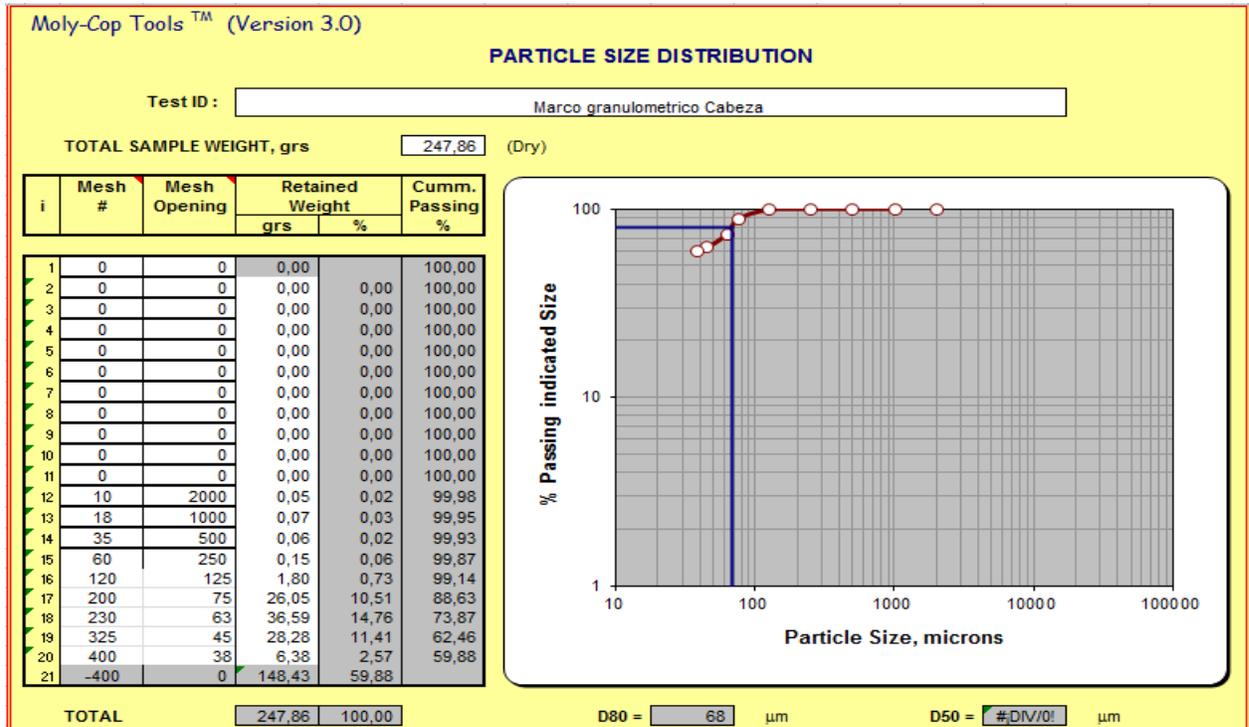
c) 26 minutos



d) 33 minutos



e) 42 minutos



ANEXO 3. COMPOSICIÓN DE FLUX BÁSICO

Flux Básico	
Componentes	Porcentajes
PbO (litargirio)	61.30 %
CO ₃ Na ₂ (Carbonato)	24.90 %
Na ₂ B ₄ O ₇ (Bórax)	9.95 %
SiO ₂ (Sílice)	3.85 %

ANEXO 4. CÁLCULO DE LEY DE CABEZA

$$\text{Ley g/t Au} = \frac{10^6 \cdot \text{Peso Au}}{\text{PM (g)}}$$

$$\text{Ley g/t de Au (G1)} = \frac{10^6 \cdot 0,00007}{36,78} = 1,903^*$$

$$\text{Ley g/t de Au (G2)} = \frac{10^6 \cdot 0,00009}{34,09} = 2,64^*$$

El promedio de los dos valores equivale a una ley de 2,27 g/t.

ANEXO 5. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PARA LA FLOTACIÓN

$$\text{Reactivo} = \frac{X * P * f}{p}$$

En donde:

X → Dosificación del reactivo

P → Peso de la muestra a flotar

f → Factor de disolución

p → Pureza del reactivo

Los gramos obtenidos son aforados a 100 ml para la adición programada en cada flotación (anexo 6).

- 404-P Oil = $\frac{100 * 500 * 10^{-6}}{1} = 0,05$ gr
- Orex-936 Oil = $\frac{100 * 500 * 10^{-6}}{1} = 0,05$ gr
- Xantato Z-11 = $\frac{100 * 500 * 10^{-6}}{1} = 0,05$ gr
- Espumante Flo-65S = $\frac{75 * 500 * 10^{-6}}{1} = 0,0375$ gr
- $\text{Na}_5\text{SiO}_3 = \frac{250 * 500 * 10^{-6}}{1} = 0,125$ gr

ANEXO 6. DISOLUSION DE REACTIVOS

404-P Oil y Orex-936 Oil (colectores)	
Gramos	Miligramos
50 gr	50 ml
30 gr	30 ml
20 gr	20 ml

Xantato Z11	
Gramos	Miligramos
50 gr	50 ml
30 gr	30 ml
20 gr	20 ml

Espumante Flo-65S	
Gramos	Miligramos
50 gr	66,6 ml
15 gr	20 ml
10 gr	13,3 ml

Na₂SiO₃	
Gramos	Miligramos
250 gr	100 ml

ANEXO 7. RENDIMIENTOS DE LAS FLOTACIONES

a) Granulometría variable

RENDIMIENTOS		
MALLA 170	MALLA 200	MALLA 230
44,49%	42,80%	72,99%

b) pH variable

RENDIMIENTOS		
pH 9,5	pH 10,5	pH 11,5
66,7%	72,99%	97,69%

c) Colector variable

RENDIMIENTOS	
404-P Oil	Orex-936 Oil
97,69%	70,48%